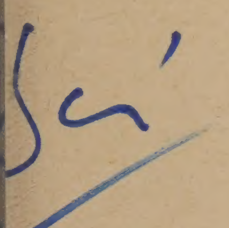
ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE





Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :
INSTITUT NATIONAL DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

Directie - Redactie :
NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE EXTRACTIEBEDRIJVEN

4000 LIEGE, 200 rue du Chéra — Tél. (041) 52 71 50

DECEMBRE 1976 — Mensuel — N° 12 — Maandelijks — DECEMBER 1976

ADMINISTRATION DES MINES — BESTUUR VAN HET MIJNWEZEN

Annales des Mines

DE BELGIQUE



Annalen der Mijnen

VAN BELGIE

Direction - Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

Directie - Redactie :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE EXTRACTIEBEDRIJVEN

4000 LIEGE, 200 rue du Chéra — Tél. (041) 52 71 50

DECEMBRE 1976 Mensuel — N° 12 — Maandelijks **DECEMBER 1976**



ANNALES DES MINES
DE BELGIQUE

n° 12 — décembre 1976

ANNALEN DER MIJNEN
VAN BELGIE

nr. 12 — december 1976

Direction-Rédaction :

INSTITUT NATIONAL DES INDUSTRIES EXTRACTIVES

Directie-Redactie :

NATIONAAL INSTITUUT VOOR DE EXTRACTIEBEDRIJVEN

4000 LIEGE, 200, rue du Chéra — TEL. (041) 52 71 50

Sommaire - Inhoud

EDITION - ABONNEMENTS - PUBLICITE - UITGEVERIJ - ABONNEMENTEN - ADVERTENTIES

1050 BRUXELLES • EDITIONS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES • 1050 BRUSSEL

Rue Borrens, 35-43 - Borrensstraat — TEL. 640 10 40

Dépôt légal : D/1976/0168

Wettelijk Depot : D/1976/0168

MINES DE HOUILLE - STEENKOLENMIJNEN

AOUT-AUGUSTUS 1976

BASSINS MINIERS / MIJNBEKKENS — Périodes / Perioden	Production nette / Netto produktie t	Consomm. propre et Fournit. au pers. / Eigen verbr. en levering aan het pers.	Stocks / Voorraden t	Jours ouvrés / Gewerkte dagen	PERSONNEL — PERSONEEL: Nombre d'ouv. présents / Aantal aanwezig arb.: Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Indices - Indices: Taille / Pijler	Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Rendement (kg) / Rendement (kg): Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Presences (1) / Aanw. (%): Fond / Ondergrond	Fond et surface / Onder- en bovengrond	Mouvem. main-d'œuvre / Werkkrachten schomm.: Belges / Belgen	Etrangers / Vreemdel.	Total / Totaal	Grisou capté et valorisé / Opgevangen en gevaloriseerd mijngas m³ à 8.500 kcal 0° C - 760 mm Hg
Sud - Zuiden	65.782	6.700	73.726	20,43	1.904	3.130	0,239	0,630	1.049	1.588	953	65,60	71,02	+1101	+ 385	+1486	1.603.017
Campine - Kempen	403.678	22.968	1.168.964	21,26	9.314	12.630	0,112	0,479	0,655	2.088	1.527	84,15	86,20	+3949	+ 102	+4051	851.550
Le Royaume - Het Rijk	469.460	29.668	1.242.690	21,06	11.218	15.760	0.130	0.500	0.710	2.000²)	1.408²)	79,79	82,45	+5050	+ 487	+5537	2.454.567
1976 Juillet — Juli	391.955	20.492	1.322.446	16,87	10.770	15.087	0,123	0,477	0,672	2.096	1.487	80,63	83,11	— 12	— 86	— 98	2.513.035
Juin — Juni	612.692	39.276	1.299.111	21,00	13.306	18.147	0,118	0,453	0,625	2.206	1.599	79,83	82,38	— 41	— 76	— 117	2.983.782
1975 Août — Augustus	490.660	23.025	672.685	19,63	12.284	17.317	0,130	0,492	0,704	2.034	1.421	80,97	83,69	+ 46	— 31	+ 15	3.589.886
1974 M.M.	675.915	46.823	243.710	20,06	14.579	20.472	0,130	0,444	0,629	2.254	1.590	80,70	83,26	— 758	+ 152	+ 606	5.034.404
1970 M.M.	1.022.392	93.227	214.909	18,80	21.79	30.162	0,157	0,438	0,625	2.284	1.599	83,13	85,37	— 151	— 146	— 297	4.555.460
1969 M.M.	1.100.040	90.639	630.744	19,57	25.339	35.067	0,170	0,473	0,664	2.112	1.506	82,37	84,54	—3381	—4830	—8221	5.783.024
1968 M.M.	1.233.846	94.468	1.735.082	20.28	30.101	40.787	0.184	0.506	0,705	1.976	1.418	83,55	85,55	— 200	— 315	— 515	5.393.912
1966 M.M.	1.458.276	104.342	3.045.509	19.72	40.231	54.455	0.219	0,569	0.787	1.758	1.270	85.07	86.66	— 435	— 617	—1052	4.938.413
1964 M.M.	1.775.376	118.885	1.488.665	21,33	50.710	68.032	0.237	0,635	0.866	1.574	1.155	83,71	85.66	— 291	+ 323	+ 32	5.514.722
1962 id.	1.768.804	124.240	1.350.544	21.56	52.028	71.198	0.224	0,610	0.853	1.624	1.156	81,17	83.82	— 411	+ 2	— 409	5.848.183
1960 id.	1.872.443	176.243	6.606.610	20.50	51.143	71.460	0.268	0.700	0,983	1.430	1.018	81.18	83.70	— 753	— 745	—1498	5.702.727
1956 id.	2.455.079	254.456	179.157	23.43	82.537	112.943	0.35	0.86	1,19	1.156	838	84.21	86.29	— 357	— 300	— 657	7.443.776
1948 id.	2.224.261	229.373	840.340	24.42	102.081	145.366	—	1,14	1.64	878	610	—	85.88	—	—	—	—
1938 id.	2.465.404	205.234	2.227.260	24.20	91.945	131.241	—	0.92	1,33	1.085	753	—	—	—	—	—	—
1913 id.	1.903.466	187.143	955.890	24.10	105.921	146.084	—	1.37	1,89	731	528	—	—	—	—	—	—
1976 Semaine du 20-11 au 26-11 / Week van 20-11 tot 26-11	154.627		1.176.084	5,00	14.031	18.887				2.218	1.627	73,00	76,00				

N. B. — (1) Uniquement les absences individuelles. — Alléén individuële afwezigheid.
(2) Sans les effectifs de maîtrise et de surveillance : Fond : 2.331 — Fond et surface : 1.602. — — Zonder de sterkte van meester- en toezichtspersoneel : Ondergrond : 2.331 — Onder- en bovengrond : 1.602.

BELGIQUE
BELGIE

FOURNITURE DE CHARBONS BELGES AUX DIFFERENTS SECTEURS ECONOMIQUES
LEVERING VAN BELGISCHE STEENKOLEN AAN DE VERSCHEIDENE ECONOMISCHE SECTORS

AOUT 1976
AUGUSTUS 1976

PERIODES / PERIODEN	Foyers domestiques, artisanat, commerce, administrations publiques	Huisbrand, klein-bedrijf, handel, openbare diensten	Cokeries / Cokesfabrieken	Fabriques d'agglomérés / Agglomeratenfabr.	Centrales électr. publiques / Openbare elektr. centrales	Sidérurgie / IJzer- en staal-nijverheid	Fabrications métall. / Metaalverwerkende nijverheden	Métaux non ferreux / Non-ferro metalen	Chimie / Chemische nijverh.	Chemins de fer et autres transports / Spoorwegen en ander vervoer	Textiles, habillement, cuir / Textiel, kleding, leder	Denr. alim., boissons, tabacs / Voedingswaren, dranken, tabak	Produits minéraux non métalliques	Niet metalen delfstoffen	Pâtes à papier, papier / Papierpulp, papier	Industries diverses / Allerlei nijverheidstakken	Exportations / Uitvoer	Total du mois / Tot. v. d. maand
1976 Août — Augustus	15.742		345.257	1.566	134.057	5.084	1.790	1.177	999	464	14	640	457		—	64	20.543	527.854
Juillet — Juli	10.526		188.443	464	125.438	2.986	704	702	—	—	—	634	267		—	281	16.440	346.885
Juin — Juni	21.699		305.105	12.252	194.602	5.440	2.152	731	342	483	65	1.000	784		—	1.080	14.186	559.921
1975 Août — Augustus	20.448		159.147	13.497	99.929	1.899	388	747	72	539	—	137	762		—	713	27.194	325.472
1974 MM.	56.041		391.865	28.638	86.007	5.353	1.221	3.890	246	1.034	151	1.676	1.907		25	1.539	32.007	611.569
1970 M.M.	112.550		464.180	54.101	183.135	11.596	19.132	10.100	425	2.370	388	4.161	6.725		4.191	4.359	44.102	925.190
1969 M.M.	132.890		519.889	51.651	271.629	13.387	2.502	12.188	374	2.630	521	5.564	9.328		4.790	3.035	74.823	1.105.199
1968 M.M.	166.544		510.582	63.687	316.154	10.976	2.595	10.189	1.129	3.241	588	6.703	11.598		4.382	3.566	95.376	1.207.310
1966 M.M.	174.956	12.534 (2)	466.091	76.426	334.405	13.655	4.498	15.851	6.366	7.955	1.286	5.496	15.996	11.063 (3)	5.558	14.288	99.225	1.265.649
1964 M.M.	217.027	14.940	526.285	112.413	294.529	8.904	7.293	21.429	13.140	23.176	2.062	13.632	22.867	57.211	10.527	15.150	169.731	1.530.316
1962 M.M.	278.231	13.871	597.719	123.810	341.233	8.112	10.370	21.796	23.376	45.843	3.686	17.082	26.857	65.031	13.549	20.128	223.832	1.834.526
1960 M.M	266.847	12.607	619.271	84.395	308.910	11.381	8.089	28.924	18.914	61.567	6.347	20.418	38.216	58.840	14.918	21.416	189.581	1.770.641
1956 M.M.	420.304	15.619	599.722	139.111	256.063	20.769	12.197	40.601	41.216	91.661	13.082	30.868	64.446	71.682	20.835	32.328(1)	353.828	2.224.332
1952 M.M.	480.657	14.102	708.921 (1)		275.218	34.685	16.683	30.235	37.364	123.398	17.838	26.645	63.591	81.997	15.475	60.800	209.060	2.196.669

N. B. — (1) Y compris le charbon fourni aux usines à gaz. — Daarin begrepen de aan de gasfabrieken geleverde steenkolen.
(2) Fourniture aux administrations publiques. — Levering aan de openbare diensten.
(3) Fourniture aux cimenteries — Levering

GENRE PERIODE / AARD PERIODE	Ovens in werking: Batteries Batterijen	Ovens in werking: Fours Ovens	Steenkolen (t): Reçu - Ontv.: Belge Inheemse	Steenkolen (t): Reçu - Ontv.: Etranger Uitheemse	Steenkolen (t): Enfourné In de oven geladen	Huiles combustibles Stookolie (t)	COKE - COKES (t): Production - Produktie: Gros coke Dikke cokes > 80 mm	Production - Produktie: Autres Andere	Production - Produktie: Total Totaal	Consomm. propre Eigen verbruik	Livr. au personnel Levering aan pers.	Débit - Afzet: Sect. domest., artisanat et admin. publ. Huis. sektor, kleinbedrijf en openb. diensten (2)	(3)	Débit - Afzet: Sidérurgie IJzer- en staalnijverheid	Débit - Afzet: Centr. électr. publiques Openb. elektr. centrales	Débit - Afzet: Transports Vervoer	Débit - Afzet: Autres secteurs Andere sektors	Débit - Afzet: Exportation Uitvoer	Débit - Afzet: Total Totaal	Stock fin de mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeid.
Gras - Vetkool			333.310	366.256	697.253																
Autres - Andere			—	1.502	—																
Le Royaume - Het Rijk	43	1.386	333.310	367.758	697.253		462.807	65.131	527.938	519	534		477	471.216	—	274	8.507	53.285	533.759	138.431	2.969
1976 Juillet - Juli	42	1.386	205.193	510.707	720.523		480.411	69.947	550.358	413	181		62	483.061	—	215	3.791	41.836	528.965	145.354	2.995
Juin - Juni	43	1.446	303.209	407.148	741.735		489.221	67.081	556.302	371	459		949	508.353	—	20	7.903	21.987	539.152	124.555	3.003
1975 Août - Aug.	41	1.366	185.500	224.575	437.005		299.798	33.028	332.826	—	852		2.584	249.726	—	93	3.832	12.548	268.783	315.339	3.104
1974 M.M.	45	1.472	396.620	474.551	872.722		555.914	114.953	670.867	22	1.099		4.834	606.197	14	143	20.155	38.705	653.354	283.183	3.196
1970 M.M.	42	1.378	471.981	335.828	771.875	(4)	483.060	110.208	593.267	196	2.830		6.162	486.084	39	1.176	41.698	50.362	585.521	688.236	3.041
1969 M.M.	41	1.379	515.282	266.488	781.952	(4)	503.144	100.930	604.075	367	3.066		9.084	513.846	21	903	39.480	40.250	563.335	82.874	3.039
1968 M.M.	43	1.431	510.733	269.531	785.596	(4)	494.007	109.853	603.590	282	3.397		11.318	493.621	29	1.186	40.536	55.880	502.570	118.142	3.165
1966 M.M.	46	1.500	465.298	283.631	757.663	1.468	461.970	118.145	580.115	1.306	5.142	11.595	1.342	442.680	117	1.010	44.278	66.884	567.906	188.726	3.524
1964 M.M.	49	1.581	520.196	283.612	805.311	840	485.178	131.291	616.469	1.759	5.640	13.562	1.833	483.554	83	1.209	48.159	59.535	607.935	161.531	3.998
1962 M.M.	13	1.439	581.012	198.200	778.073	951	481.665	117.920	599.585	6.159	5.542	14.405	2.342	473.803	159	1.362	46.384	3.450	591.905	217.789	4.310
1960 M.M.	51	1.668	614.508	198.909	811.811	23.059(1)	502.323	124.770	627.093	7.803	5.048	12.564	2.973	468.291	612	1.234	49.007	52.218	616.899	269.877	3.821
1956 M.M.	44	1.530	601.931	196.725	784.875	10.068(1)	492.676	113.195	605.871	7.228	5.154	15.538	5.003	433.510	1.918	2.200	56.636	76.198	591.308	87.208	4.137
1948 M.M.	47	1.510	454.585	157.180	611.765	—	373.488	95.619	469.107	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.463
1938 M.M.	56	1.669	399.063	158.763	557.826	—	—	—	366.543	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	4.120
1913 M.M.	—	2.898	233.858	149.621	383.479	—	—	—	293.583	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—		4.229

N.B. — (1) En hl. - In hl. — (2) Secteur domestique et artisanat - Huisbrand en kleinbedrijf. — (3) Administrations publiques - Openbare diensten. — (4) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers

BELGIQUE
BELGIE

COKERIES
COKESFABRIEKEN

GENRE PERIODE / AARD PERIODE	Gaz - Gas 1.000 m³, 4.250 kcal, 0° C, 760 mm Hg: Production Produktie	Consomm. propre Eigen verbruik	Débit - Afzet: Synthèse Ammon. fabr.	Débit - Afzet: Sidérurgie Staalnijverh.	Débit - Afzet: Autres indus. Andere bedr.	Débit - Afzet: Centrales élec. Elek. centrales	Sous-produits Bijprodukten (t): Goudron brut Ruwe teer	Ammoniaque Ammoniak	Benzol
Gaz de fours - Hoogovengas	226.306	110.412	3.536	62.262	9.721	40.373			
Autres - Andere	—	8.933	—	2.078	—	—			
Le Royaume - Het Rijk	226.306	119.345	3.536	64.340	9.721	40.373	19.810	4.084	3.779
1976 Juillet - Juli	237.838	122.355	9.646	66.623	13.062	46.617	19.875	3.996	3.935
Juin - Juni	238.805	129.684	10.071	68.800	6.498	45.505	20.795	3.909	4.619
1975 Août - Augustus	140.810	74.953	6.506	47.808	9.130	12.776	12.018	2.095	2.600
1974 M.M.	275.138	151.001	12.043	98.876	7.919	53.854	23.714	4.379	4.769
1970 M.M.	264.156	132.455	19.397	80.926			19.471	3.995	4.586
1969 M.M.	266.093	131.627	22.652	83.604			20.527	5.141	5.366
1968 M.M.	273.366	131.861	32.096	81.331			21.841	5.874	5.567
1966 M.M.	262.398	124.317	47.994	71.338			21.297	6.415	5.053
1964 M.M.	282.815	132.949	75.748	69.988			23.552	6.764	5.470
1962 M.M.	280.103	128.325	69.423	17.162			23.044	6.891	5.239
1960 M.M.	283.038	133.434	80.645	64.116			22.833	7.043	5.870
1956 M.M.	267.439	132.244	78.704	56.854			20.628	7.064	5.569
1948 M.M.	105.334	—	—	—			16.053	5.624	4.978
1938 M.M.	75.334	—	—	—			14.172	5.186	4.636

FABRIQUES D'AGGLOMERES
AGGLOMERATENFABRIEKEN

AOUT 1976
AUGUSTUS 1976

PERIODE PERIODE	Production - Produktie (t): Boulets Eierkolen	Briquettes Briketten	Total Totaal	Consommation propre Eigen verbruik (t)	Livraison au personnel Lever. aan het personeel (t)	Mat. prem. Grondstoffen (t): Charbon Steenkool	Brai Pek	Ventes et cessions Verkocht en afgestaan (t)	Stock fin du mois Voorraad einde maand (t)	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeid.
1976 Août - Aug.	3.195	850	4.045	66	3.389	3.573	284	2.664	2.816	46
Juil. - Juli	1.426	—	1.426	60	1.312	464	244	1.312	4.890	46
Juin - Juni	14.139	950	15.089	60	6.892	14.299	1.145	5.937	5.502	47
1975 Août - Aug.	16.651	480	17.131	320	7.985	17.401	1.432	7.415	8.796	83
1974 M.M.	33.775	940	34.715	603	12.418	32.016	2.872	22.117	3.112	123
1970 M.M.	59.178	2.920	62.098	2.101	16.990	58.556	4.751	43.469	24.951	230
1969 M.M.	62.954	3.165	66.119	2.318	15.132	58.289	5.564	49.335	21.971	268
1968 M.M.	64.766	3.820	68.586	3.364	14.784	65.901	5.404	51.061	30.291	316
1966 M.M.	75.315	5.645	80.950	2.316	16.191	78.302	6.329	65.598	48.275	482
1964 M.M.	109.081	10.337	119.418	2.425	17.827	85.138	7.124	70.576	37.623	478
1962 M.M.	119.386	14.134	133.520	2.920	16.708	127.156	10.135	114.940	5.315	577
1960 M.M.	77.240	17.079	94.319	2.282	12.191	84.464	7.060	77.103	32.920	473
1956 M.M.	116.258	35.994	152.252	3.666	12.354	142.121	12.353	133.542	4.684	647
1948 M.M.	27.014	53.384	80.848	—	—	74.702	6.625	—	—	563
1938 M.M.	39.742	102.948	142.690		—	129.797	12.918	—	—	873
1913 M.M.	—	—	217.387		—	197.274	—	—	—	1.911

(1) Chiffres indisponibles — Onbeschikbare cijfers.

BELGIQUE / BELGIE — BRAI / PEK t — AOUT 1976 / AUGUSTUS 1976

PERIODE	Quantités reçues / Ontvangen hoeveelheden: Orig. indig. / Inh. oorspr.	Importations / Invoer	Total / Totaal	Consomm. totale / Totaal verbruik	Stock fin du mois / Voorr. einde maand	Exportations / Uitvoer
1976 Août - Augustus	492	—	492	284	1.227	1.442
Juillet - Juli	194	—	194	244	1.019	
Juin - Juni	971	—	971	1.145	1.069	2.540
1975 Août - Augustus	1.617	—	1.617	1.432	1.946	1.706
1974 M.M.	2.626	815	3.441	2.872	4.623	—
1970 M.M.	4.594	168	4.762	4.751	6.530	193
1969 M.M.	5.187	6	5.193	5.564	8.542	—
1968 M.M.	4.739	86	4.825	5.404	14.882	274
1966 M.M	4.079	382	4.461	6.329	46.421	398
1964 M.M.	6.515	7.252	13.767	9.410	82.198	1.080
1962 M.M.	8.832	1.310	10.142	10.135	19.963	—
1956 M.M.	7.019	5.040	12.059		51.022	1.281
1952 M.M.	4.624	6.784	11.408	9.971	37.357	2.014

BELGIQUE / BELGIE — METAUX NON-FERREUX / NON FERRO-METALEN — AOUT 19 / AUGUSTUS 19

PERIODE	Produits bruts - Ruwe produkten: Cuivre / Koper (t)	Zinc / Zink (t)	Plomb / Lood (t)	Etain / Tin (t)	Alum., Antim., Cadm., etc (t) / Alum., Antim., Cadm., enz. (t)	Poussières de zinc (t) / Zinkstof (t)	Total / Totaal (t)	Argent, or platine, etc. / Zilver, goud, plat., enz. (kg)	Demi-finis - Half. pr.: Mét. préc. exc. / Edele metalen uitgezonderd (t)	Argent, or, platine, etc. / Zilver, goud, plat., enz. (kg)	Ouvriers occupés / Te werk gestelde arbeiders
1976 Août - Augustus	33.923	20.689	9.659	433	785	3.039	68.528	65.587	37.954	734	14.253
Juillet - Juli	36.324	20.333	9.980	462	831	3.093	71.023	71.565	35.890	1.948	14.165
Juin - Juni	37.750	20.073	11.064	515	911	3.248	73.561	85.219	52.208	1.980	14.414
1975 Août - Augustus	27.610	16.454	7.525	426	800	3.794	56.609	76.276	30.585	1.045	14.864
1974 M.M.	32.359	24.466	9.164	353	1.015	4.502	71.857	45.979	25.907	2.591	16.241
1970 M.M.	29.423	19.563	3.707	477			62.428	76.259	36.333	3.320	16.689
1969 M.M.	25.077	21.800	9.366	557			57.393	121.561	36.007	2.451	16.462
1968 M.M.	28.409	20.926	9.172	497			59.486	85.340	32.589	1.891	15.881
1966 M.M.	25.286	20.976	7.722	548			55.128	37.580	32.828	2.247	18.038
1964 M.M.	23.844	18.545	6.943	576			50.548	35.308	29.129	1.731	17.510
1962 M.M.	18.453	17.180	7.763	805			44.839	31.947	22.430	1.579	16.461
1956 M.M.	14.072	19.224	8.521	871			43.336	24.496	16.604	1.944	15.919
1952 M.M.	12.035	5.956	6.757	850			36.155	23.833	12.729	2.017	16.227

BELGIQUE-BELGIE — SI

PERIODE / PERIODE	Hauts fourneaux en activité / Hoogovens in werking	PRO — Produits bruts / Ruwe produkten: Fonte / Gietijzer	Acier en lingots / Staalblokken	Acier moulé av. ébard. / Gegoten staal voor afboording	Produits demi-finis / Half-produkten: Pour relamin. belges / Voor Belg. herwalsers	Autres / Andere	Aciers marchands / Handelsstaal	Profilés / Profielstaal
1976 Août - Augustus	(3)	826.756	1.015.915	4.225	76.870	102.168	94.608	74.960
Juillet - Juli	(3)	794.272	943.135	1.102	32.455	97.489	66.183	83.943
Juin - Juni	31	818.950	1.008.140	4.722	73.185	69.934	154.206	109.514
1975 Août - Augustus	17	304.175	413.426	3.857	8.951	16.891	31.096	37.755
1974 M.M.	39	1.084.970	1.325.540	6.677	79.287	86.412	239.090	121.815
1970 M.M.	41	895.076	1.050.953	8.875	51.711	77.649	20.684	77.345
1969 M.M.	42	924.332	1.069.748	(3)	56.695	69.424	217.770	67.378
1968 M.M.	41	864.209	964.389	(3)	45.488	58.616	202.460	52.360
1966 M.M.	40	685.805	743.506	(3)	49.224	63.777	167.800	38.642
1964 M.M.	44	67[illegible]548	727.548	(3)	52.380	80.267	174.098	35.953
1962 M.M.	45	56[illegible].378	613.479	4.805	56.034	49.495	172.931	22.572
1960 M.M.	53	546.[illegible]61	595.060	5.413	150.669	78.148	146.439	15.324
1956 M.M.	50	480.84[illegible]	[illegible]25.898	5.281	60.829	20.695	153.634	23.973
				(1)				
1948 M.M.	51	327.416	321.059	2.573	61.951		70.980	39.383
1938 M.M.	50	202.177	184.369	3.508	37.839		43.200	26.010
1913 M.M.	54	207.058	200.398	25.363	127.083		51.177	30.219

(3) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

Importations - Invoer (t)

Pays d'origine Land van herkomst Période Periode Répartition Verdeling	Charbon Steenkolen	Coke Cokes	Agglomérés Agglomeraten	Lignite Bruikolen
C.E.C.A. - E.G.K.S.				
Allem. Occ. - W. Duitsl.	306.547	6.997	8.652	1.087
France - Frankrijk	7.683	3.912	27	—
Pays-Bas - Nederland	—	11.831	—	—
Roy. Uni - Veren. Koninkrijk.	6.727	1.253	—	—
Total - Totaal	320.957	23.993	8.679	1.087
PAYS TIERS - DERDE LANDEN				
E.U.A. - V.S.A.	77.207	4.190	—	—
URSS - USSR	33.727	—	—	—
Pologne - Polen	24.865	—	—	—
Tchécoslovaquie - Tsjechoslovakije	3.866	—	—	—
Afrique du Sud - Zuid Afrika.	59.432	—	—	—
Australie - Australië	61.114	—	—	—
Divers - Allerlei	1.140	—	—	9
Total - Totaal	261.315	4.190	—	9
Ens. Août 1976 Samen Aug.	582.272	28.183	8.679	1.096
1976 Juillet - Juli	684.891	33.466	3.881	853
Juin - Juni	657.070	56.327	6.963	1.772
1975 Août - Augustus	387.736	27.550	10.049	1.347
1974 M.M.	790.469	112.616	7.295	2.829
Repartition - Verdeling :				
1) Sect. dom. - Huisel. sektor	108.814	464	8.679	1.096
2) Sect. ind. - Nijverheidssekt.	451.487	27.174	—	—
Réexportation - Wederuitvoer.	1.557	—	—	—
Mouv. stocks - Schom. voor.	+12.321	+ 545	—	—

Exportations - Uitvoer (t)

Destination Land van bestemming	Charbons Steenkolen	Cokes Cokes	Agglomérés Agglomeraten
CECA - EGKS			
Allemagne Occ. - W. Duitsl.	15.305	4.759	—
France - Frankrijk	3.967	446	175
Italie - Italië	—	5.118	—
Luxembourg - Luxemburg	—	1.856	—
Pays-Bas - Nederland	556	521	—
Total - Totaal	19.828	12.700	175
PAYS TIERS - DERDE LANDEN			
Espagne - Spanje	715	1.510	—
Finlande - Finland	—	1.540	—
Hongrie - Hongarije	—	2.169	—
Suède - Zweden	—	2.292	—
E.U.A. - U.S.A.	—	32.684	—
Divers - Allerlei	—	390	325
Total - Totaal	715	40.585	325
Ens. Août 1976 Samen Aug.	20.543	53.285	500
1976 Juillet - Juli	20.055	41.836	100
Juni - Juni	14.186	21.927	1.351
1975 Août - Augustus	27.194	12.548	820
1974 M.M.	32.007	38.705	2.101

STAALNIJVERHEID

AOUT-AUGUSTUS 1976

IE t

Produits finis - Afgewerkte produkten: Tôles fortes Dikke platen ≥ 4,76 mm	Tôles moyennes Middeldikke platen 3 à 4,75 mm 3 tot 4,75 mm	Larges plats Universel staal	Tôles fines noires Dunne platen niet bekleed	Feuillards bandes à tubes Bandstaal Banden v. buizenstrip	Ronds et carrés pour tubes Rond en vierkant staafmat. voor buizen	Divers Allerlei	Total des produits finis Totaal der afgewerkte produkten	Produits finals - Verder bew. prod.: Tôles galv., plomb. et étamées Verzinkte, verlode en vertinde platen	Tubes d'acier Stalen buizen	Ouvriers occupés Tewerkgestelde arbeiders
81.981	38.977	1.364	280.691	10.740	—	733	621.928	70.541	10.153	46.272
53.194	26.153	747	229.111	8.789	—	136	522.055	69.007	8.447	46.552
106.202	48.905	1.775	243.360	21.035	—	1.252	748.050	94.282	22.642	47.253
52.293	23.491	1.377	183.093	2.219	5.231	1.662	375.063	62.597	17.633	46.663
163.093	50.228	2.500	338.357	17.118	10.784	2.581	1.013.530	89.054	23.426	52.653
90.348	50.535	2.430	242.951	30.486	5.515	2.034	774.848	60.660	23.082	50.663
97.658	59.223	2.105	258.171	32.621	5.377	1.919	819.109	60.141	23.394	48.313
78.996	37.511	2.469	227.851	30.150	3.990	2.138	722.475	51.339	20.199	47.944
68.572	25.289	2.073	149.511	32.753	4.409	1.636	572.304	46.916	22.462	49.651
47.996	19.976	2.693	145.047	31.346	1.181	1.997	535.840	49.268	22.010	53.604
41.258	7.369	3.526	113.984	26.202	290	3.053	451.448	39.537	18.027	53.066
41.501	7.593	2.536	90.752	29.323	1.834	2.199	396.405	26.494	15.524	44.810
									(2)	
53.456	10.211	2.748	61.941	27.959	—	5.747	388.858	23.758	4.410	47.104
28.786	12.140	2.818	18.194	30.017	—	3.589	255.725	10.992	—	38.431
16.460	9.084	2.064	14.715	13.958	—	1.421	146.852	—	—	33.024
19.672	—	—	9.883	—	—	3.530	154.822	—	—	35.300

Production Produktie	Unité - Eenheid	Juillet - Juli 1976	Juin - Juni 1976	Juillet - Juli 1975	M.M. 1975
Porphyre - Porfier :					
Moëllons - Breuksteen .	t	—	—	—	—
Concassés - Puin . . .	t	199.636	615.587	277.773	453.082
Petit granit - Hardsteen :					
Extrait - Ruw	m³	20.624	58.104	16.017	33.963
Scié - Gezaagd	m³	2.200	6.295	2.451	5.652
Façonné - Bewerkt . .	m³	288	926	629	872
Sous-prod. - Bijprodukten	m³	17.075	48.746	21.531	44.800
Marbre - Marmer :					
Blocs équarris - Blokken	m³	454	1.100	97	194
Tranches - Platen (20 mm)	m²	3.806	17.546	8.597	19.540
Moëllons et concassés -	t	16	426	101	237
Bimbeloterie - Snuisterijen	kg	(c)	(c)	(c)	(c)
Grès - Zandsteen :					
Moëllons bruts - Breukst.	t	3.897	41.067	29.260	35.616
Concassés - Puin . . .	t	80.417	203.835	86.783	139.692
Pavés et mosaïques - Straatsteen en mozaïek .	t	11	168	29	34
Divers taillés - Diverse .	t	906	3.977	1.861	3.673
Sable - Zand :					
pr. métall. - vr. metaaln.	t	68.683	109.285	60.790	85.702
pr. verrerie - vr. glasfabr.	t	116.058	154.336	107.552	134.280
pr. constr. - vr. bouwbedr.	t	355.037	916.256	389.509	853.828
Divers - Allerlei . . .	t	102.475	211.337	170.804	211.371
Produits de dragage - Prod. v. baggermolens :					
Gravier - Grind . .	t	220.627	781.582	340.925	493.291
Sable - Zand	t	35.820	129.401	41.616	71.714

Production Produktie	Unité - Eenheid	Juillet - Juli 1976	Juin - Juni 1976	Juillet - Juli 1975	M.M. 1975
Calcaires - Kalksteen . .	t	1.443.675	2.356.399	1.609.937	1.904.997
Chaux - Kalk	t	171.060	204.295	162.697	209.998
Carbonates naturels - Natuurcarbonaat . . .	t	15.576	30.286	24.348	30.587
Dolomie - Dolomiet :					
crue - ruwe	t	186.611	270.116	146.817	206.404
frittée - witgegloeeide .	t	16.443	16.922	14.211	19.491
Plâtres - Pleisterkalk . .	t	11.013	25.548	9.547	18.438
Agglomérés de plâtre - Pleisterkalkagglomeraten	m²	823.641	1.782.815	950.482	1.540.717
Silex - Vuursteen :	t	(c)	200	331	212
Quartz et Quartzites - Kwarts en Kwartsiet . .	t	(c)	44.254	17.644	31.024
Argiles - Klei	t	(c)	10.248	8.231	9.628
		(c)	7.168	7.592	7.685
Personnel - Personeel :					
Ouvriers occupés - Tewerkgestelde arbeiders .					

(c) Chiffres indisponibles - Onbeschikbare cijfers.

Spectrométrie gamma et géologie appliquée

Jean-Marie CHARLET, Christian DUPUIS, Henry MEYS *

RESUME

Après un bref rappel de l'utilisation des compteurs de rayonnement en prospection et les progrès réalisés par l'introduction des scintillateurs, l'intérêt de la spectrométrie gamma en géologie appliquée est souligné :

- *dosage simultané des radioéléments U-Th-K en laboratoire ou sur le terrain ;*
- *étude du déséquilibre U-Ra dans les processus géochimiques de lessivage ou de précipitation.*

Deux exemples typiques illustrent ces considérations :

- *recherche des anomalies en uranium dans les roches granitiques ;*
- *caractérisation des séries sédimentaires en sondages.*

Le problème du choix des détecteurs est ensuite abordé : sondes à scintillation ou détecteurs semi-conducteurs. Les qualités des sondes à scintillations sont discutées dans le cadre de l'interaction des gammas avec le détecteur. Leur choix en fonction du rendement de comptage, du prix et de l'encombrement du dispositif est envisagé. Les avantages et inconvénients que présentent dans l'état actuel de la technique les semi-conducteurs sont analysés. La mise au point de nouveaux détecteurs est enfin évoquée.

On passe ensuite aux domaines d'application de la spectrométrie gamma : mesure en laboratoire sur poudre et carottes, prospection aéroportée, océanographie et prospection en mer (cartographie rapide, études hydrodynamiques et sédimentologiques, pollution et aménagement du littoral ...), études en sondages (diagraphie naturelle, recherche des métaux par activation neutronique).

SAMENVATTING

Na het in herinnering brengen van het gebruik van stralingstellers bij de prospectie en de verwezenlijkte vooruitgang door de invoering van scintillatoren, wordt het belang van de gammaspectrometrie in de toegepaste geologie onderstreept :

- *gelijktijdige gehaltebepaling van de radio- elementen U-Th-K in het laboratorium of in het veld ;*
- *studie van de wanverhouding U-Ra in de geochemische uitloog- of precipitatieprocessen.*

Twee typische voorbeelden illustreren deze beschouwingen :

- *opsporen van uraniumafwijkingen in granietgesteenten ;*
- *kenschetsing van de sedimentaire reeksen in de boringen.*

Daarna wordt het probleem van de detectorkeuze aangevat : scintillatievoeler of halfgeleidende detectoren. De goede eigenschappen van de scintillatievoelers worden besproken in het kader van de gamma-interactie met de detector. De keuze ervan is gepland naar gelang van het telrendement, de prijs en de omvang van de inrichting. De voor- en nadelen van de halfgeleiders in de huidige stand van de techniek worden geanalyseerd. Ten slotte wordt de uitwerking van nieuwe detectoren aangehaald.

Daarna gaat men over naar de toepassingsdomeinen van de gammaspectrometrie : laboratoriummeting op poeder en kernen, luchtvervoerde prospectie, oceanografie en zeeprospectie (snelle cartografie, hydrodynamische en sedimentologische studies, verontreiniging en ordening van de kust...), boringstudies (natuurlijke diagrafie, opsporen van metalen door neutronen activering).

* Laboratoire de Minéralogie et Géologie Appliquée de la Faculté polytechnique de Mons, 9, rue de Houdain B-7000 Mons.

ZUSAMMENFASSUNG

Nach einem kurzen Überblick über den Einsatz von Strahlenzählern bei der Bodenforschung sowie über die durch die Einführung der Szintillatoren erzielten Fortschritte wird das Interesse der Gammaspektrometrie in der angewandten Geologie besonders unterstrichen :

- *gleichzeitige Dosierung der radioaktiven Elemente U-Th-K im Laboratorium bzw. auf dem Gelände ;*
- *Untersuchung des U-Ra-Ungleichgewichtes in den geochemischen Prozessen des Auslaugens oder des Niederschlags.*

Zwei typische Beispiele veranschaulichen diese Betrachtungen :

- *die Suche nach den Urananomalien im Granitgestein ;*
- *die Kennzeichnung der sedimentären Serien bei der Bohrung.*

Die Wahl der Detektoren wird anschließend erörtert : Szintillatoren oder Halbleiterdetektoren. Im Rahmen der Wechselwirkung der Gammastrahlen mit dem Detektor wird auf die Eigenschaften der Szintillatoren eingegangen und deren Wahl im Hinblick auf die Zählkapazität, den Preis und die Abmessungen der Vorrichtung in Betracht gezogen.

Die Vor- und Nachteile der Halbleiter beim heutigen Stand der Technik werden erörtert. Zum Schluß wird auf die Entwicklung neuer Detektoren hingewiesen.

Danach wechselt man über zu den Anwendungsgebieten der Gammaspektrometrie : Messungen im Labor mit Pulver- und Möhrenproben, Prospektion auf dem Luftweg, Meeresforschung (schnelles Kartenzeichnen, hydrodynamische bzw. sedimentologische Untersuchungen, Umweltverschmutzung und Küstenraumplanung...), Untersuchungen mittels Bohrungen (Naturdiagraphie, Metallforschung durch Neutronenaktivierung).

SUMMARY

After briefly recalling the use of radiation counters in prospecting work and the progress achieved by the introduction of scintillators, the article stresses the value of gamma spectrometry techniques in applied geology :

- *simultaneous quantitative determination of U-Th-K in the laboratory or in the field,*
- *study of the U-Ra imbalance in the geochemical processes of leaching or precipitation.*

Two typical examples illustrate these points :

- *the search for uranium anomalies in the granitic rocks,*
- *the characteristics of the sedimentary series in boreholes.*

The problem of choosing the detectors is dealt with first : scintillation probes or semi-conductors. The features of the scintillation probes are discussed in connection with the interaction of the gamma rays with the detector. The article examines the choice of such a device in terms of the counting performance and the price and size of the apparatus. The advantages and disadvantages which they offer in the present state of semi-conductor technique are reviewed. Finally, reference is made to the development of new detectors.

The article then turns to the application of gamma spectrometry : laboratory measurements on powder and core samples, airborne prospecting techniques, oceanography and prospection at sea (high-speed mapping, hydrodynamic and sedimentological studies, pollution, planning of coastal areas, etc.), borehole investigations (natural diagraphy, search for metals by neutron activation).

---

1. *INTRODUCTION*

L'utilisation de la radioactivité en géologie appliquée n'est pas nouvelle. Nous rappellerons, à l'occasion de ces Journées organisées en l'honneur du Professeur I. de Magnée, ses travaux sur l'emploi du compteur Geiger en vue de faciliter les corrélations stratigraphiques (localisation des niveaux marins dans le Houiller [18]), ainsi que ses notes de synthèse destinées à promouvoir l'emploi du Geiger en prospection minière [17]. Cependant, les progrès réalisés dans l'utilisation des détecteurs de rayonnement et l'introduction des analyseurs à multicanaux permettent d'envisager sous un angle nouveau l'analyse du contenu en radio-éléments des roches [1]. C'est ainsi que nous avons orienté, à la Faculté polytechnique de Mons, une partie de nos travaux dans cette voie en créant un petit groupe de recherche sur le thème spectrométrie gamma et géologie appliquée.

Si, il y a quelques dizaines d'années, le Geiger onstituait le détecteur le plus employé en prospecion, le scintillateur devait par la suite s'imposer et ce, our plusieurs raisons. Son rendement ou efficacité n gamma est nettement supérieur à celui des compeurs Geiger. En outre, l'intérêt des détecteurs à cintillation réside dans le fait que l'amplitude des npulsions à la sortie du détecteur est proportionnelle l'énergie des rayonnements, ce qui permet, par adjonction d'un discriminateur ou d'un sélecteur l'amplitude, de trier les impulsions en fonction de eur hauteur ou, autrement dit, de faire de la spectroétrie de rayonnement. De plus, cette discrimination les énergies facilite l'élimination du mouvement ropre des scintillateurs, par ailleurs beaucoup plus levé que celui des compteurs Geiger. Elle permet insi, même sur un appareillage classique portatif, de énéficier du rendement élevé en gamma tout en éduisant le bruit de fond. Un progrès technologique xtrêmement important a été réalisé il y a une quinaine d'années par l'introduction des analyseurs de auteur d'impulsions à mémoire magnétique ou nalyseurs à multicanaux. Grâce à eux, il devenait ossible d'enregistrer l'ensemble du spectre en une eule mesure et non plus point par point comme cela levait être fait avec les spectromètres anciens.

es scintillateurs couplés aux analyseurs à multicaaux constituent les éléments de base de la spectroétrie gamma classique

L'intérêt de la spectrométrie gamma en géologie ppliquée réside dans les possibilités qu'elle offre ant en laboratoire qu'« in situ » pour :

— le dosage simultané, non destructif et facilement automatisé des principaux radioéléments naturels,
— l'étude du comportement des radioéléments dans les phénomènes de déséquilibre radioactif.

Ce deuxième point mérite d'être quelque peu développé.

2. *LE DESEQUILIBRE RADIOACTIF DANS LE CADRE DES APPLICATIONS DE LA SPECTROMETRIE GAMMA EN GEOLOGIE APPLIQUEE*

Les principaux radioéléments naturels (U et Th) forment plusieurs familles radioactives dont les radioisotopes descendent les uns des autres jusqu'à l'obtention d'un élément stable final : le plomb (fig. 1).

Dans une famille radioactive naturelle, un équilibre s'établit au bout d'un temps égal à dix fois environ la période des descendants successifs, la proportion des éléments étant alors constante et fonction de leur demi-vie. Dans le cas du Th_{232}, l'équilibre est réalisé en 70 ans. Dans le cas de l'U_{238}, l'équilibre n'est atteint qu'au bout d'un million d'années à cause de la présence de deux descendants à longue période (U_{234} et Th_{230}).

Or, les descendants de l'U_{238} appartenant à des cases très variées du tableau périodique ont des comportements chimiques très différents (le radon est un gaz rare, le radium est un alcalino terreux...).

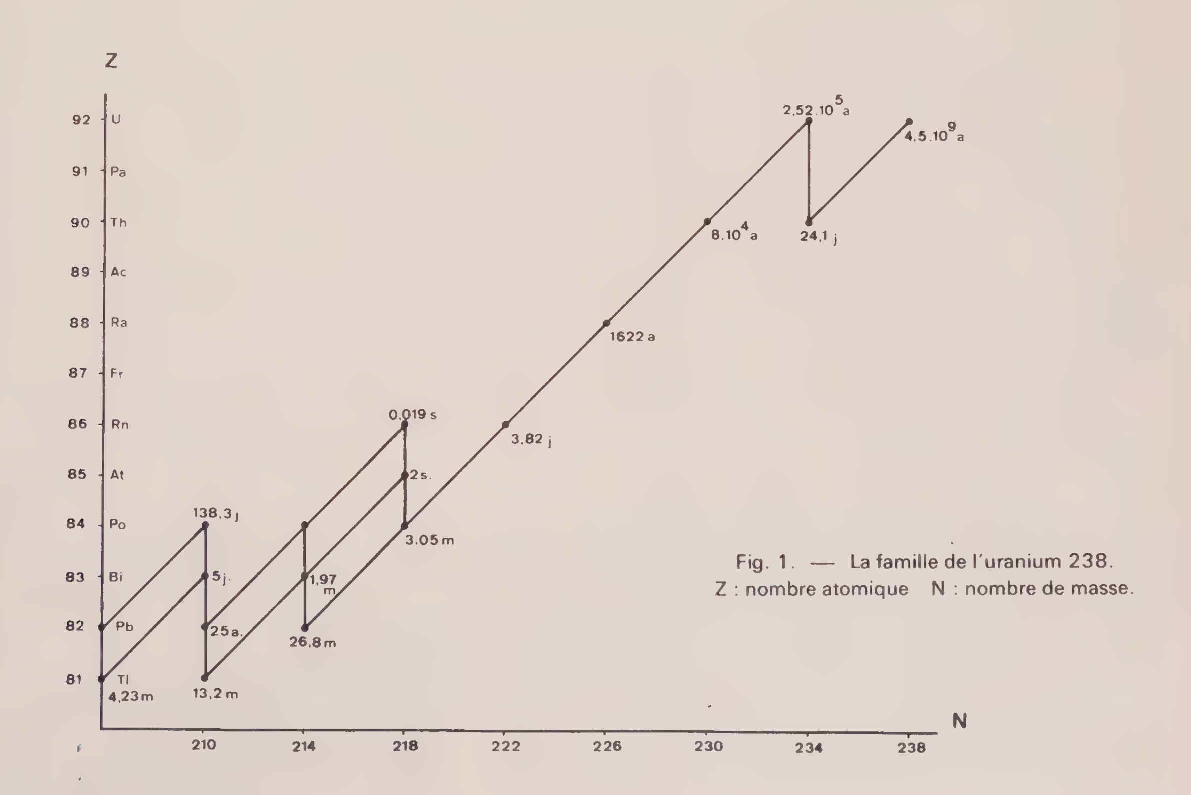


Fig. 1. — La famille de l'uranium 238.
Z : nombre atomique N : nombre de masse.

Une mise en solution préférentielle de l'un ou l'autre de ces éléments est donc courante et conduit à une rupture d'équilibre par lessivage sous l'action des eaux d'infiltration ou par précipitation des produits lessivés.

Ainsi, peut-on rencontrer dans la nature des minerais ou des roches en état d'équilibre très varié [7]. Le tableau I résume quelques cas possibles [8] :

TABLEAU I

	1	2	3	4	5
U	1 %	2 %	0,1 %	0,1 %	1,5 %
Th_{230}	1 %	1 %	1 %	0,1 %	1,5 %
Ra_{226}	1 %	1 %	1 %	1 %	1,5 %
Bi_{214}	1 %	1 %	1 %	1 %	1 %

1 — minerai en équilibre (les teneurs sont exprimées en équivalent uranium).
2 — dépôt récent d'uranium (l'équilibre n'est pas atteint).
3 — formation uranifère lessivée.
4 — minerai enrichi en radium (dépôt de source).
5 — cas d'une fuite de radon (lors des sondages).

Or, il faut savoir que l'utilisation de la radioactivité en prospection ou exploitation minière est généralement basée sur la mesure du rayonnement radioactif global, rayonnement lié aux descendants à courte vie (Bi_{214} surtout) dont les gammas sont les plus pénétrants. Ainsi, une erreur par excès ou par défau peut être commise dans l'estimation des teneurs e uranium suivant que le minerai en déséquilibre es enrichi en radium (départ préférentiel de l'uraniur dont la mise en solution est aisée — cas 3) ou e uranium (pechblende de cémentation — cas 2).

Seule, une méthode de dosage sélectif pa spectrométrie peut conduire à une estimation co recte tout en facilitant la compréhension des proces sus géochimiques de lessivage ou de précipitatio ayant joué sur le minerai étudié.

Afin de souligner l'intérêt que peut présenter u dosage ou du moins sur le terrain une discriminatio des contributions respectives des divers radioélé ments (U-Ra-Th-K), nous donnons quelque exemples extraits d'un travail effectué par H. Meys [20]

3. *QUELQUES EXEMPLES SOULIGNANT L'INTERET DE LA SPECTROMETRIE GAMMA EN GEOLOGIE APPLIQUEE*

a) *La radioactivité des granites et la prospection des gîtes uranifères*

Le tableau II est une synthèse des mesures effec tuées sur les granitoïdes du massif de Ploumanac'h massif complexe constitué de trois grandes unités : de l'extérieur au cœur du massif γ1 - γ2 - γ3. Ce massif a été étudié récemment dans le cadre de relations thermoluminescence-radioactivité par Ch Dupuis [10].

TABLEAU II

	Faciès	Th(ppm)	U(ppm)	K_2O(%)	Th/U	RT^c/min
γ1	γ1a	140,4	28,9	4,53	4,77	280
	γ1b	59,1	12,53	4,98	4,61	221
	γ1c	20,16	5,44	2,48	3,49	102
γ2	γ2a	37,05	16,93	4,41	2,11	199
	γ2aH	17,45	5,53	4,38	2,77	152
	γ2b	28,2	16,02	4,79	1,73	158
γ3	γ3a	29,15	8,03	4,56	3,47	165
	γ3b	27,95	8,03	4,57	3,29	153

A titre de comparaison, la radioactivité totale a été mesurée avec un dispositif en anticoïncidence. Elle fluctue dans une fourchette étroite de 100 à 280 cps/min, alors que des variations en teneur du Th — de 17 à 140 ppm — et de l'U — de 5 à 29 ppm, sont grandes.

La teneur en potassium est pratiquement constante, à l'exception des roches basiques γ1c.

Or, le potassium possède la plus grande activité de ces trois radioéléments. Un rapide calcul permet d'établir qu'un gramme d'U_{238} représente une source de 0,33 microcurie, un gramme de Th_{232} — 0,11 microcurie et un gramme de K_{40} une activité de 6,8 microcurie.

Si l'on tient compte des teneurs en Th et U (de l'ordre de quelques dizaines de ppm), dans les roches

granitiques, on peut montrer que la contribution du potassium est prépondérante dans la mesure de la radioactivité globale. Cette contribution s'accentuera en fonction des teneurs plus faibles de l'U et du Th. Elle masquera la présence de ces derniers éléments. *De ce fait, la radioactivité globale n'est pas le reflet des variations de teneurs en uranium des roches granitiques.*

Cette première constatation montre l'importance que la spectrométrie gamma peut prendre dans la prospection des gîtes uranifères.

La grande variabilité du rapport Th/U est un autre fait à signaler. Le rapport le plus communément admis dans les roches magmatiques est voisin de 3. En réalité, il peut varier considérablement, parfois inférieur à 1, il peut atteindre 10-15 et davantage. Les fluctuations du rapport Th/U ont été discutées par divers auteurs [1 et 6]. Elles peuvent être liées au caractère du milieu (oxydant ou réducteur) au cours de la cristallisation, au phénomène de lessivage ou d'altération épigénétique ou à l'individualisation de microcristaux d'uraninite (Th/U faible) ou de minéraux thorifères (Th/U élevé).

Or, on sait par exemple que les microcristaux d'uraninite dans un granite constituent une forme facilement mobilisable d'uranium à partir de laquelle peuvent se constituer des gîtes exploitables. Ces dernières constatations montrent l'intérêt que peut prendre l'étude du rapport Th/U dans la prospection des gîtes uranifères.

b) *La radioactivité des roches sédimentaires et la diagraphie nucléaire*

Nous avons l'an dernier porté notre attention sur le sondage d'Hainin dans le Dano-Montien marin et le Montien continental. La figure 2 est une synthèse des

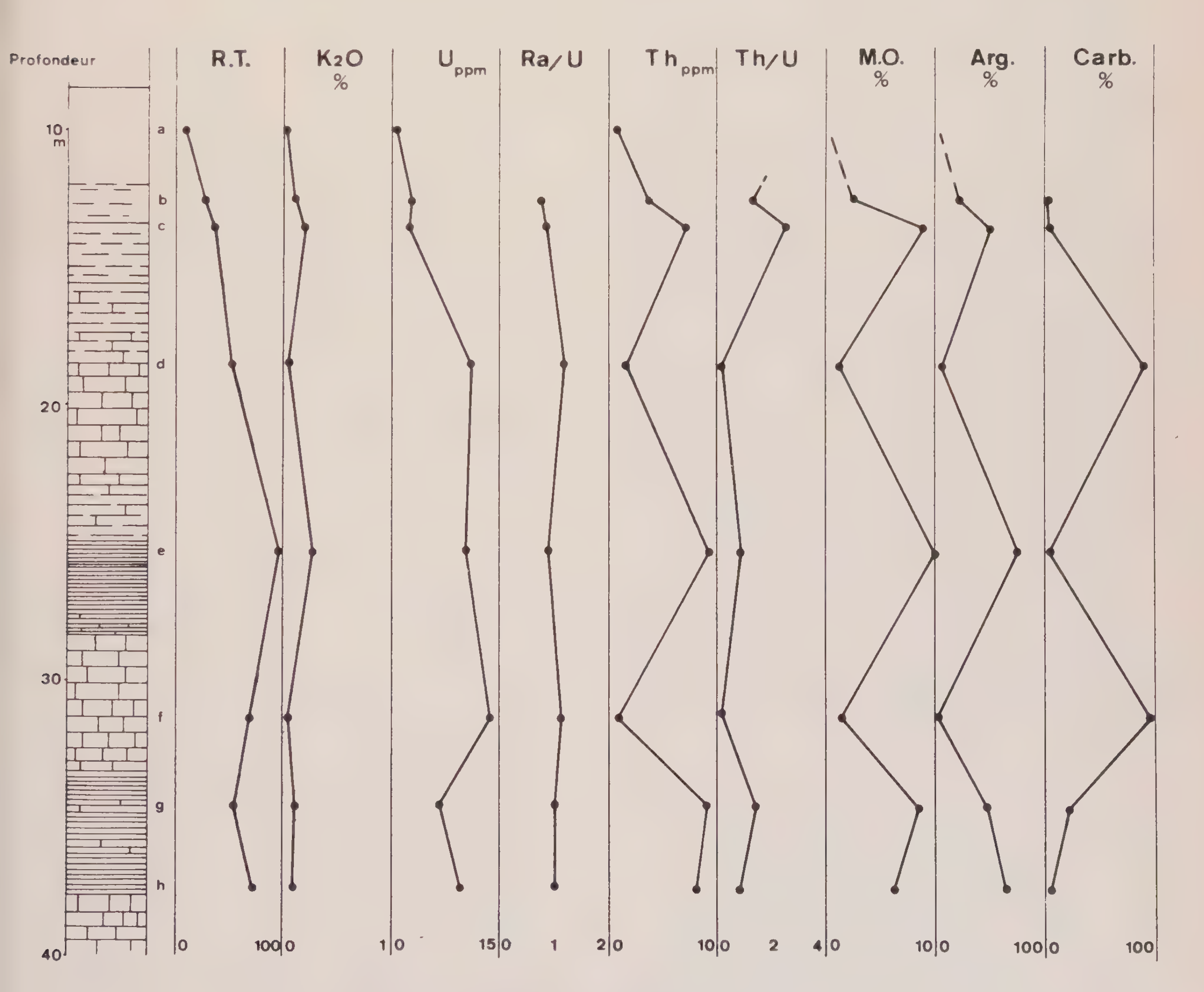


Fig. 2. — Logs gamma sur les carottes du sondage d'Hainin.
RT : radioactivité globale (en c/minute)
MO : matières organiques
Arg : minéraux argileux
Carb : carbonates.

travaux effectués par notre laboratoire sur la répartition des radioéléments dans les carottes extraites de ce sondage. Les résultats sont comparés à la lithologie et aux études chimique et minéralogique réalisées par F. Robaszynski [13].

On remarque, à propos de cette figure,

pour le thorium
- teneur très variable ;
- excellente corrélation positive avec la teneur en matières organiques et minéraux argileux ;
- excellente corrélation inverse avec la teneur en carbonates ;

pour le potassium
- teneur faible (environ 0,1 % en K_2O) même pour les niveaux marneux (il est à noter que les argiles du Montien continental contiennent principalement de la montmorillonite) ;

pour l'uranium
- teneur élevée dans les horizons marneux (ce qui est classique) ;
- teneur anormalement forte dans les calcaires à Chara.

En fait, le comportement géochimique de l'uranium est complexe. Classiquement, on considère que l'uranium, élément facilement soluble, précipite préférentiellement en milieu réducteur. Toutefois, la fixation de certains isotopes de la famille U_{238} par les organismes est possible, compliquant leur distribution en les introduisant dans les roches carbonatées.

De tout cela, il résulte qu'en diagraphie gamma classique, l'étude d'un tel sondage serait particulièrement laborieuse. En effet, de par la teneur faible en potassium des niveaux argileux et de par la teneur élevée en uranium des calcaires, la distinction de ces niveaux en comptage gamma global devient difficile. C'est ce qui ressort notamment de la colonne 1. Ce deuxième exemple montre à suffisance l'intérêt que revêt la spectrométrie γ en diagraphie nucléaire. Le problème cependant n'est pas simple. Nous avons l'intention de l'aborder tant sous son aspect technologique que sous l'angle de l'interprétation des données en vue d'en déduire la répartition vraie des teneurs en radioéléments et l'évolution de certains paramètres caractéristiques des formations.

4. *LE CHOIX DU DETECTEUR, PROBLEME ESSENTIEL EN SPECTROMETRIE GAMMA APPLIQUEE A LA PROSPECTION*

Un des problèmes technologiques essentiel en spectrométrie gamma et plus particulièrement en spectrométrie gamma appliquée à la diagraphie a trait au choix du détecteur. Les détecteurs les plus fréquemment utilisés restent *les sondes à scintillation*. Le type le plus courant est un cristal NaI(Tl) et dont les photons de fluorescence issus de l'interaction des γ avec le cristal sont transformés par l'intermédiaire d'un tube PM en impulsions proportionnelles à l'énergie du gamma incident. L'interaction du γ avec le cristal peut suivre des modalités différentes (effet photoélectrique, effet Compton, création de paires). C'est ainsi qu'à la raie photoélectrique bien individualisée dans le spectre et dont l'énergie est caractéristique du radioélément vient s'ajouter un rayonnement secondaire à plus basse énergie et donnant lieu à un spectre plus continu (fig. 3).

La proportion relative de dissipation par effet photoélectrique ou par effet secondaire est liée à l'énergie des gammas incidents, à la nature du détecteur et à ses dimensions. Plus les gammas sont de haute énergie et plus les effets secondaires sont importants.

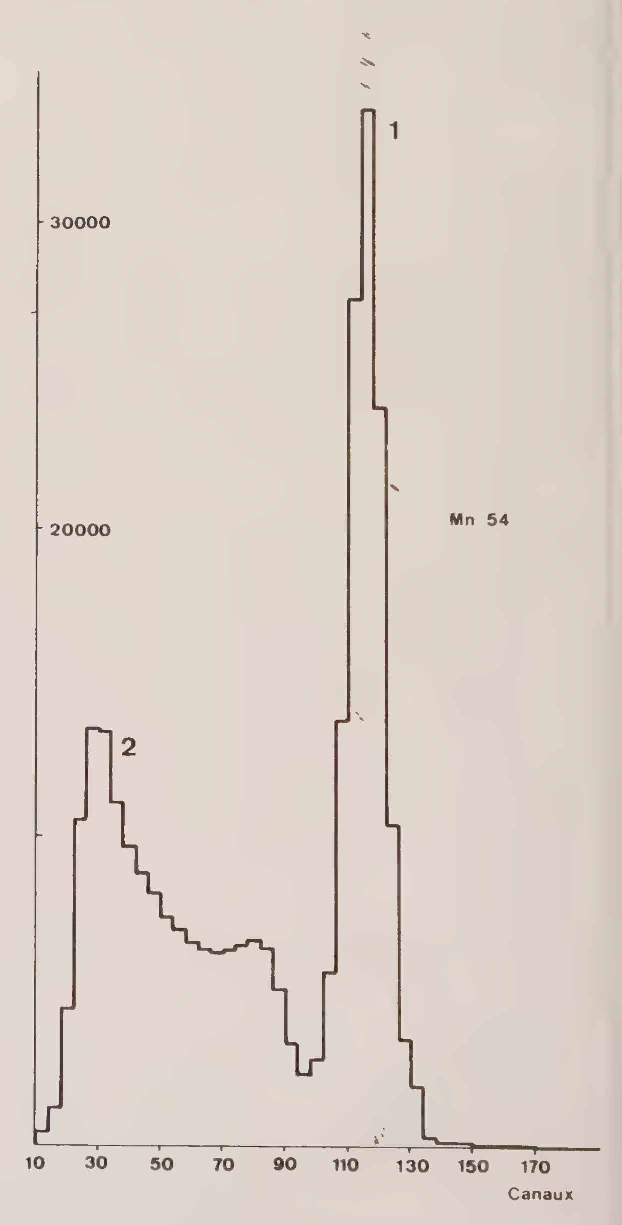


Fig. 3. — Spectre d'un radioélément isolé.
1 : pic photoélectrique
2 : bosse Compton et émission secondaire.

Au contraire, plus le détecteur est volumineux et plus la probabilité d'une dissipation par effet photoélectrique est grande. En outre, le rendement ou l'efficacité en gamma augmente avec les dimensions du cristal.

On a donc tout intérêt à utiliser des cristaux de grande dimension, principalement dans l'étude de la partie à haute énergie du spectre. Malheureusement, les prix s'élèvent également avec la dimension des détecteurs. Le choix du cristal résulte donc d'un compromis entre son coût, son rendement en gamma et bien sûr l'encombrement du dispositif.

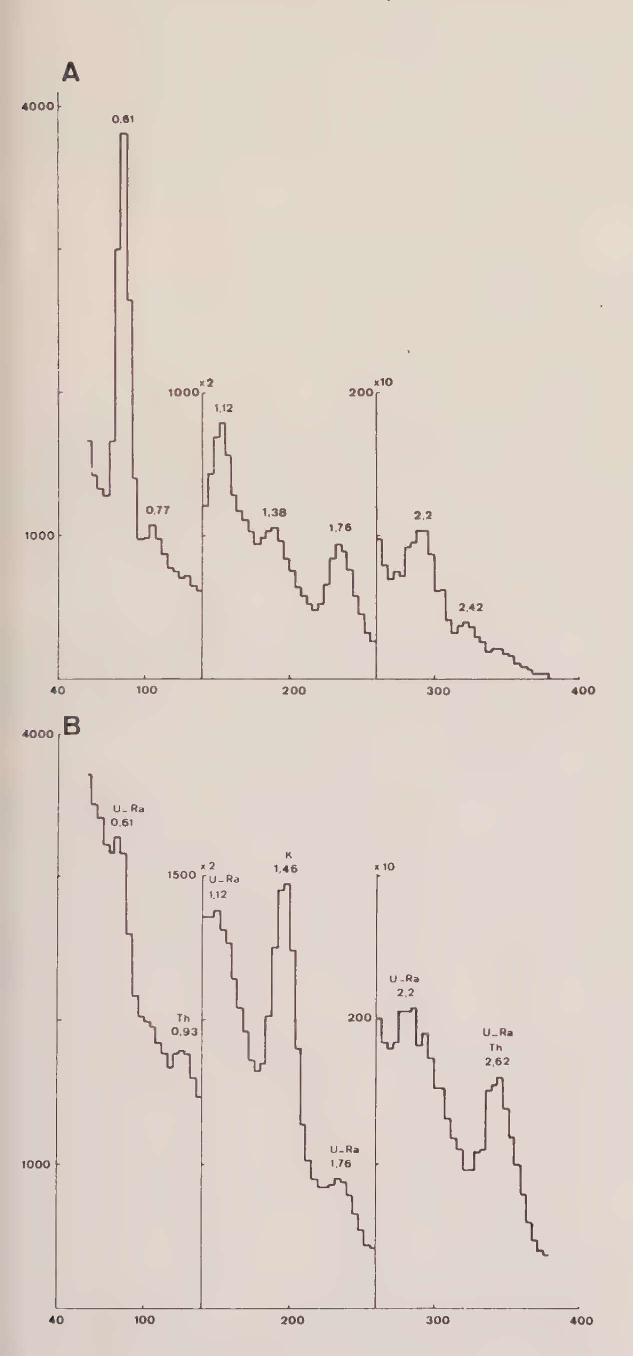


Fig. 4. — Spectre d'un étalon d'uranium à 22 ppm (A) comparé au spectre de l'argile yprésienne (B)
en abscisse : numéro du canal ou énergie des gammas en MeV
en ordonnée : contenu du canal ou nombre de gammas d'énergie donnée.

Il faut enfin souligner que le spectre gamma d'une roche est complexe. Le Th_{232} et l'U_{238} forment des familles radioactives, chacun des descendants étant susceptible de donner des émissions gammas dont l'énergie sera caractéristique du radioisotope considéré (fig. 4). De plus, chaque raie sera accompagnée d'une émission secondaire (Compton...) à plus basse énergie. Ainsi, la raie à 1,48 MeV du K_{40} est influencée par les rayonnements secondaires du thorium et de l'uranium. Son intensité n'est donc pas directement proportionnelle à la teneur en potassium radioactif de la roche. C'est une notion dont il faut tenir compte dans tous les problèmes de dosage par spectrométrie gamma. Les considérations que nous venons d'émettre à propos des scintillateurs montrent que tout progrès réalisé dans la conception de nouveaux détecteurs sera susceptible de rendre de grands services en géologie appliquée.

La mise au point vers les années 1960 *des détecteurs semi-conducteurs,* encore appelés *semicteurs,* améliora considérablement les possibilités de la spectrométrie gamma. En effet, un des inconvénients des scintillateurs est leur mauvaise résolution. Or, le spectre gamma des roches étant complexe, on a tout intérêt à accroître la discrimination des raies voisines par une bonne résolution du dispositif détecteur. Pour des raisons d'ordre théorique, on peut montrer que l'utilisation d'une chambre d'ionisation solide permet d'augmenter considérablement la résolution [11].

Les détecteurs à jonction (Ge-Li) dans lesquels le Li joue le rôle de compensateur de charges sont à l'heure actuelle les plus classiques. Ils présentent une haute résolution jointe à une bonne efficacité (fig. 5). Cependant dans l'état de la technique, le dispositif est assez encombrant pour la prospection. En effet, la mobilité du Li étant grande dans le réseau du germanium, le détecteur doit être refroidi en permanence à — 150°C. Des détecteurs Ge-Li refroidis à l'azote liquide sont cependant utilisés depuis quelques années en diagraphie [2 et 9]. Evidemment, des semicteurs travaillant à température ambiante seraient beaucoup plus intéressants. Divers laboratoires de sciences nucléaires travaillent la question [23]. Malheureusement à l'heure actuelle, ces nouveaux semiconducteurs sont de trop petite dimension pour que l'efficacité de détection d'un rayonnement naturel, généralement faible, soit suffisante.

5. *LES DOMAINES D'UTILISATION DE LA SPECTROMETRIE GAMMA EN GEOLOGIE APPLIQUEE*

La spectrométrie gamma peut être appliquée en laboratoire ou sur le terrain en prospection au sol, aéroportée, marine ainsi que dans l'étude des sondages. *Au laboratoire,* la spectrométrie gamma est utili-

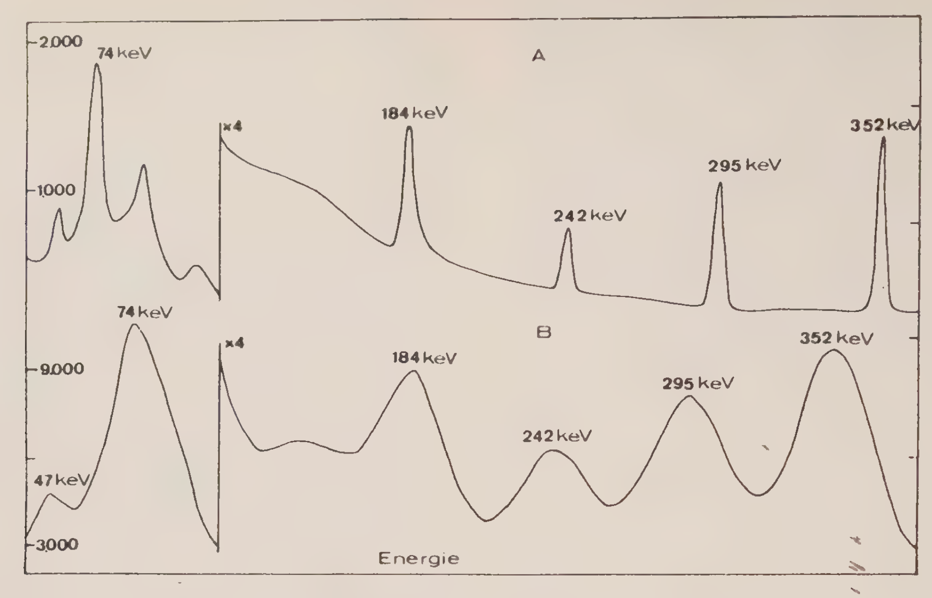


Fig. 5. — Comparaison du spectre à basse énergie d'un minéral uranifère obtenu au moyen d'un semicteur Ge/Li (en A) et d'un détecteur classique à scintillation (en B).

sée pour le dosage simultané des radioéléments U-Ra-Th-K et l'étude de l'équilibre U-Ra. Les mesures sont habituellement effectuées sur poudre [20].

Des appareils ont également été imaginés pour travailler directement sur carottes [16].

En prospection aéroportée, la spectrométrie gamma se révèle indispensable [21]. En effet, le scintillateur balaie une aire circulaire dont le rayon est sensiblement égal à la hauteur du plan de vol. Si cette aire est granitique, il est difficile de distinguer les radiations utiles dues à un gisement uranifère des radiations uranothorifères dues au massif granitique lui-même, l'effet de masse intervenant directement. Par contre, l'utilisation d'un spectromètre permet la discrimination des émissions liées à un gisement d'uranium de l'émission liée à des roches magmatiques ou métamorphiques uranothorifères.

La prospection aéroportée fut également appliquée aux études hydrogéologiques [19].

En océanographie et océanographie appliquée, un appareillage vient d'être mis au point par le laboratoire de sédimentologie marine de Perpignan en collaboration avec le laboratoire de Gif-sur-Yvette [12]. Les problèmes liés à la variation du taux de comptage avec le degré d'enfoncement de la sonde ont été résolus par l'emploi d'une source étalon de Hg_{203} dont l'intensité du pic à 279 keV permet de corriger les données brutes. La carte des activités en Hg_{203} est en outre une carte du taux d'enfoncement dans le sol et a donc la signification d'une carte géotechnique. En océanographie, la spectrométrie gamma permettra de tracer rapidement les cartes de faciès sur le plateau continental. Elle ouvre des perspectives intéressantes dans la prospection du domaine marin actuel (recherche des phosphates...[24]).

Un autre type d'application a trait à la mesure in situ du poids de matière en suspension dans les fleuves paramètre d'accès généralement difficile [5 et 22].

En dehors de la radioactivité naturelle, les variations de la radioactivité artificielle, en domaine sédimentaire au large des centrales nucléaires, permettent d'analyser l'évolution hydrodynamique et sédimentologique récente [14 et 15].

En fonction de l'évolution de la radioactivité du Cs_{137} rejet de la centrale de Marcoule, sur carottes prélevées en mer, on a pu calculer la vitesse de sédimentation dans le delta du Rhône [14 et 15].

La répartition du Cs_{137} permet donc d'atteindre des phénomènes sédimentologiques lents et fournit des données intermédiaires entre les mesures actuelles, résultat de l'utilisation de traceurs à durée de vie limitée, et les observations géologiques. Ces données sont particulièrement intéressantes dans l'étude des transits sédimentaires récents et, par conséquent, dans les problèmes de pollution et d'aménagement du littoral.

Enfin, la spectrométrie gamma est susceptible d'être appliquée en *diagraphie nucléaire.* Nous avons déjà éloqué ce problème et montré l'intérêt de la spectrométrie gamma dans l'analyse des radioéléments en série calcaromarneuse (cas du sondage d'Hainin, par exemple). Il est certain que, dans ces problèmes où l'on se voit limité par l'encombrement du détecteur et où l'on souhaite pouvoir exploiter au maximum le spectre, les progrès réalisés dans la mise

au point de détecteurs nouveaux sont susceptibles de jouer un rôle primordial. On peut également espérer que l'utilisation d'une source neutron adéquate permettra d'appliquer en sondage la méthode d'analyse par activation neutronique à la recherche de certains métaux. Un équipement de terrain est d'ores et déjà mis au point [21], il est à souhaiter que cette méthode de dosage particulièrement bien adaptée à la recherche de certains éléments sera davantage utilisée en prospection minière.

Ce bref tour d'horizon montre toutes les possibilités de la spectrométrie gamma en géologie de l'ingénieur. Les progrès technologiques de ces dernières années nous permettent ainsi d'étendre les domaines dàpplication de cette méthode en réalisant aujourd'hui ce que le Geiger des années 50 ne pouvait prétendre atteindre.

BIBLIOGRAPHIE

[1] ADAMO J. et GAGARINI P. — Gamma-ray spectrometry of rocks. Elsevier - Londres - 1970, 279 p.

[2] ANDRIEUX C. — Spectrométrie gamma dans les forages avec un semicteur Ge(Li). Application à la mesure de la teneur en uranium des roches. - Thèse de Doct. Univ., Paris VI, 1972.

[3] BALEINE O., CHARLET J.M., DUPUIS Ch. et MEYS H. — Dosage par spectrométrie gamma des radioéléments naturels. Application à l'étude de quelques formations du Bassin de Mons. *Annales Scientifiques du Département Mines-Géologie,* 1976, p. 9-29.

[4] CHARLET J.M. — Utilisation du spectre gamma à basse énergie (20-610 keV) dans la détermination des minéraux radioactifs. Quelques cas d'application. *Bull. Soc. fr. Minéral. Cristallogr.,* 1968, 91, p. 151-165.

[5] CHESSELET R. et MARTIN J.M. — Note sur l'application de la spectrométrie gamma in situ à l'étude du débit solide dans l'estuaire de la Gironde. *Revue de Géogr. physique et de Géol. Dynamique,* 1969, vol. 11, fasc. 1, p. 123-126.

[6] COPPENS R. — Sur la radioactivité des granites. *Colloque E. Raguin* « les roches plutoniques dans leurs rapports avec les gîtes minéraux ». Masson & Cie, Paris 1973, p. 44-61.

[7] COPPENS R., DURAND G., JURAIN G. — Equilibre et déséquilibre radioactifs dans les minéraux et les roches. *Sciences de la Terre,* 1965, t. 10, p. 105-131.

[8] COULOMB R. — Equilibre radioactif des minerais uranifères. *Bulletin technique et scientifique du C.E.A.,* n° 88, novembre-décembre 1964.

[9] DUMESNIL P. — Sonde de radioprospection avec semicteur Ge(Li). *Industrie Minérale,* Colloque de géophysique minière, n° spécial du 15.5.73, p. 169-171.

[10] DUPUIS Ch. — Relations entre les faciès d'un massif granitique à structure concentrique (le massif de Ploumanac'h, Géologie et thermoluminescence). Thèse de doctorat Univ., Lille, 1975.

[11] FETTWEIS P. — Les détecteurs à jonctions. Nouvel outil d'étude des rayonnements nucléaires. *Revue des questions scientifiques,* 1966, t. 137, n° 4, p. 487-515.

[12] GAUCHER J.C., GOT H., LABEYRIE J., LALOU C., LANSCART A. — Applications de la spectrométrie gamma « in situ » à la cartographie granulométrique sous-marine. *Bulletin du B.R.G.M.,* 1974, 2e série, section IV, n° 4, p. 231-241.

[13] GODFRIAUX I., ROBASZYNSKI F. — Le Montien Continental et le Dano-Montien marin des sondages de Hainin (Hainaut-Belgique). *Annales Soc. Géol. Belgique,* 1974, t. 97, p. 185-200.

[14] GOT H. — La radioactivité des sédiments au large de l'embouchure du Grand-Rhône. *Rapp. Comm. int. Mer Médit.,* 1972, 21, 6, p. 281-285.

[15] GOT H. et PAUL H. — Etude de l'évolution dynamique récente au large de l'embouchure du Grand-Rhône par l'utilisation des rejets du Centre Nucléaire de Marcoule. *C.R. Acad. Sciences,* Paris, 30-11-70, série D, p. 1956-1959.

[16] LOVBORG L., WOLLENBERG H. et al. — Drill-core scanning for radio-elements by gamma-ray spectrometry. *Geophysics,* 1972, vol. 37, n° 9, p. 675-693.

[17] de MAGNEE I. — Quelques aspects de l'emploi du compteur Geiger-Muller en prospection minière. *Bull. Inst. Royal Colonial belge,* 1949, t. 20, fasc. 4, p. 900-928.

[18] de MAGNEE I. — Observations sur la radioactivité des horizons marins du Westphalien belge. *C.R. 3e Congrès de stratigraphie et de géologie du Carbonifère,* Heerlen, 1951, p. 429-434.

[19] MAURIN C. — Mise en évidence par levés aériens à basse altitude, des anomalies radioactives. Exemple d'application à l'étude hydrogéologique de la plaine de Kopaïs (Beotie, Grèce continentale). *C.R. Acad. Sc.,* Paris, 22.9.75, série D, p. 763-766.

[20] MEYS H. — Dosage par spectrométrie gamma des radioéléments U-Th-K. Intérêt en prospection géophysique. Travail fin d'études, *Faculté polytechnique de Mons,* 1975, section Mines.

[21] Nuclear techniques and mineral resources. *International Atomic Energy Agency,* Vienne, 1969.

[22] ROBBIN J.A. et EDGINGTON — Determination of recent sedimentation rates in Lake Michigan using Pb-210 and Cs_{137}. *Geochimica and Cosmochimica Acta,* mars 1975, vol. 39, n° 3, p. 285-304.

[23] SIFFERT P., PONPON J.P., CORNET A. — Détecteurs de rayonnements nucléaires à semiconducteurs, évolution récente. *L'onde électrique,* 1975, vol. 55, n° 5, p. 281-297.

[24] SUMMERHAYES C.D. et al. — Phosphorite prospecting using a submersible scintillation counter. *Econ. Geology,* 1970, 65, p. 718-729.

De la préparation des charbons à la préparation des matières

Réflexions pédagogiques

Paul MOISET *

RESUME

L'auteur se propose d'exposer son expérience pédagogique dans le domaine de la préparation des minerais et matières.

Dans de nombreux pays, on ne se préoccupe guère de généraliser ni les principes ni l'objectif des procédés de préparation et, là où on a tenté de le faire, on est souvent tombé dans le travers de la haute spécialisation sans dépasser le niveau purement technique. On a plutôt tendance à séparer la préparation des charbons de la préparation des minerais, voire de la minéralurgie et de celle des matières.

Dès lors, les traités existants tentent d'être complets dans chacun de ces domaines; on y trouve un luxe de commentaires descriptifs accessibles avec profit sans doute à un spécialiste, mais trop technologiques pour l'étudiant ingénieur.

Il lui a paru essentiel de tenter de réunir en une discipline unique les procédés de concentration, séparation, épuration, n'utilisant que des méthodes physiques au risque d'amputer une partie de la minéralurgie dans laquelle interviennent des transformations de nature chimique.

Cette optique a semblé lui avoir fourni l'outil capable de créer chez l'étudiant une manière de penser spécifique à la préparation et d'entrevoir la possibilité de réserver à cet enseignement une place de choix dans l'ensemble des cours plutôt que de le laisser se rattacher à d'autres estimés plus fondamentaux.

Pour atteindre son but, il a considéré charbon, minerai ou matière comme un mélange dont on désire dissocier les constituants sans modifier l'entité de ses éléments.

SAMENVATTING

De auteur neemt zich voor zijn pedagogische ervaring uiteen te zetten op het gebied van de bereiding van ertsen en stoffen.

In vele landen houdt men zich nauwelijks bezig met het algemeen maken van de principes, noch met de doelstelling van de bereidingsprocédés, en daar waar men poogde het te doen kwam men vaak terecht in de grilligheid van de hoge specialisatie zonder het louter technische niveau te overschrijden. Men heeft eerder de neiging om de steenkoolbereiding te scheiden van de ertsbereiding, ja zelfs van de toegepaste delfstofkunde en van de stoffenbereiding.

Bijgevolg trachten de bestaande handleidingen volledig te zijn in elk van deze domeinen ; men vindt er een luxe aan beschrijvende commentaren die ongetwijfeld met nut toegankelijk zijn voor een deskundige, maar te technisch uitvallen voor de student ingenieur.

Het leek hem van overwegend belang te trachten de concentratie-, ontmengings- en zuiveringsprocédés bijeen te brengen in één enkele wetenschap, waarbij enkel gebruik wordt gemaakt van fysische methodes op gevaar af een deel van de toegepaste delfstofkunde waarin omzettingen van chemische aard voorkomen te beknotten.

Deze zienswijze leek hem het werkmiddel te hebben verschaft dat bij de student een specifieke denkwijze t.o.v. de bereiding kan vormen en de mogelijkheid openlaat om dit onderricht een uitgelezen plaats toe te wijzen in het geheel van de vakken eerder dan het zich te laten verbinden met andere welke als zijnde fundamenteler worden beschouwd.

* Professeur de Minéralurgie à la Faculté polytechnique de Mons, rue de Houdain, 9 - B - 7000 Mons.

Il a été aidé dans cette voie par les progrès réalisés peu de temps avant la 2e guerre mondiale et surtout après celle-ci entre les années 1946 à 1950 par le Cerchar.

Il étudie les propriétés particulières des constituants d'un mélange binaire, ce qui permet de définir la notion de séparation parfaite et de séparation industrielle qu'il lie entre elles par la fonction de partage.

Il montre alors la possibilité de prédéterminer les résultats des concentrations gravimétriques ou d'autres dont on connaît le coefficient d'imperfection.

Enfin, la dernière étape de cette généralisation est abordée en application aux procédés de préparation des matières.

Pour conclure, l'auteur explique comment il a été amené à concevoir l'enseignement de ces notions pour introduire la description critique des procédés de concentration eux-mêmes.

Il estime pour sa part que l'enseignement reposant sur une base quasi doctrinale est devenu plus attrayant à la fois pour le maître et surtout pour l'étudiant, plus sensible qu'on n'imagine à l'esprit d'un cours qu'aux informations techniques ou technologiques qu'il contient.

Il reste cependant nécessaire de rattacher à tout instant la spéculation théorique aux réalités industrielles.

Enfin, pareil enseignement ne peut porter ses fruits que si on prend soin de le lier à d'autres disciplines dont il explique le rôle et l'objet.

Om zijn doel te bereiken beschouwde hij steenkool, erts of stof als een mengsel waarvan men de bestanddelen wenst te onderscheiden zonder het geheel van zijn elementen te wijzigen.

Hij werd hierbij geholpen door de kort voor de 2e wereldoorlog geboekte vooruitgang en vooral daarna, tussen de jaren 1946 tot 1950 door CERCHAR.

Hij bestudeert de bijzondere eigenschappen van de bestanddelen van een binair mengsel waardoor het begrip ideale ontmenging en industriële ontmenging kunnen worden bepaald die hij onderling verbindt door de verdeelfunctie.

Hij toont dan de mogelijkheid aan om de resultaten van gravimetrische of andere concentraties waarvan de onvolmaaktheidscoëfficiënt gekend is vooraf te bepalen.

De laatste etappe van deze algemeenmaking wordt ten slotte aangevat in toepassing op de stofbereidingsprocédés.

Tot besluit verklaart de auteur hoe hij ertoe kwam het onderricht van deze begrippen op te vatten om de kritische omschrijving van de concentratieprocédés zelf in te leiden.

Hij is de mening toegedaan dat het op een quasi doctrinale basis steunende onderwijs aantrekkelijker geworden is, zowel voor de lesgever, en vooral voor de student die veel gevoeliger is dan men denkt voor de geest van een vak dan voor de technische of technologische informatie die het bevat.

Het blijft evenwel noodzakelijk de theoretische speculatie steeds te verbinden met de industriële werkelijkheid.

Ten slotte kan een dergelijk onderwijs slechts vruchten dragen indien men er zorg voor draagt het in verband te brengen met andere wetenschappen waarvan het de rol en het doel verklaart.

ZUSAMMENFASSUNG

Der Verfasser möchte seine eigene pädagogische Erfahrung auf dem Gebiet der Erz- bzw. der Stoffaufbereitung darlegen.

In vielen Ländern legt man überhaupt keinen Wert auf die Verallgemeinerung der Grundsätze noch des Zieles der Aufbereitungsverfahren. Dort wo Versuche in dieser Richtung unternommen wurden, fiel man der Überspezialisierung zum Opfer, ohne über das rein technische Niveau hinauszukommen. Man ist eher geneigt, die Kohlenaufbereitung von derjenigen der Erze zu trennen, ebenso verhält es sich zwischen Mineralurgie und Stoffaufbereitung.

SUMMARY

The author sets out his teaching experience in the field of the preparation of ores and other substances.

In many countries, there is no real attempt to make generalizations in respect of either the principles or the methods of preparation ; where such attempts are made, the authors have frequently fallen into the trap of a high degree of specialization without getting past the purely technical level. They have rather tended to separate coal preparation from ore preparation — and of minerals in general — and of other substances.

Hence, the existing textbooks strive for completeness in each of these fields ; they comprise a wealth of descriptive remarks which are doubtless of benefit

Deshalb versucht man im Rahmen der vorhandenen Fachbücher in jedem dieser Gebiete ein vollständiges Bild zu zeigen. Dort findet man eine große Fülle von Beschreibungen und Kommentaren, die zweifelsohne für den Fachmann leicht faßlich sind ; sie sind aber zu technologisch für den angehenden Ingenieur.

Der Verfasser hat sich zur Hauptaufgabe gestellt, die Verfahren betreffend die Konzentration, die Aufbereitung und die Reinigung in einer einzigen Disziplin zusammenzufassen. Hierbei bedient er sich nur physikalischer Methoden, auch wenn ein Teil der Mineralurgie, in dem Verwandlungen chemischer Art vorkommen, geopfert werden sollte.

Es scheint, daß er mit dieser Auffassung in der Lage ist, dem Studenten eine Denkweise einzuprägen, die für die Aufbereitung spezifisch ist. Des weiteren besteht die Möglichkeit, daß diese Disziplin in den gesamten Lehrgängen einen wichtigen Platz einnehmen wird, anstatt bei anderen Lehrgängen einverleibt zu werden, die als wesentlicher betrachtet werden.

Um sein Ziel zu erreichen, betrachtet er die Kohle, das Erz oder den Stoff als ein Gemisch, dessen Bestandteile man aussondern möchte, ohne dabei die Wesenheit seiner Elemente zu ändern.

Auf diesem Wege profitierte er von den kurz vor dem zweiten Weltkrieg erzielten Fortschritten und vor allem, nach dem zweiten Weltkrieg zwischen 1946 und 1950, von den Erfahrungen von CERCHAR.

Er untersucht die besonderen Eigenschaften der Bestandteile eines Zweistoffgemisches, so daß er in der Lage ist, den Begriff der vollständigen bzw. der industriellen Trennung zu bestimmen. Beide werden von ihm durch die Teilfunktion miteinander verbunden.

Er weist dann auf die Möglichkeite hin, die Resultate der gewichtsanalytischen Konzentrationen oder auch weitere Ergebnisse, deren Fehlordnung bekannt ist, im voraus zu bestimmen.

Schließlich bildet die Anwendung der Stoffaufbereitungsverfahren das Schlußkapitel dieser Verallgemeinerung.

Als Schlußfolgerung erläutert der Verfasser, wie er die Lehre dieser Begriffe auffaßt, um die kritische Beschreibung der Konzentrationsverfahren selbst einzuführen.

Er ist der persönlichen Auffassung, daß der sich auf eine beinahe doktrinale Grundlage stützende Unterricht sowohl für den Lehrer als auch vor allem für den Studenten attraktiver geworden ist. Dieser ist nämlich empfänglicher als man annimmt für die Konzeption eines Lehrstoffes als für die in diesem Lehrstoff enthaltenen technischen bzw. technologischen Informationen.

for the specialist (since he can understand them) but too highly technical for the student engineer.

The author considers it essential to attempt to combine in a single discipline the processes of concentration, separation and cleaning, using only physical methods, at the risk of ignoring a part of the ore dressing science which involves chemical transformation phenomena.

This approach constitutes, in the author's view, the instrument which can inculcate in the student a manner of thinking which is specific to preparation technique ; moreover, it offers the possibility of assuring by this means that this branch of teaching occupies a prime place in the course programme, rather than simply hanging it on to other branches, which are considered to be of more fundamental importance.

To attain this end, the author has viewed coal, ores and other substances as a mixture which one wishes to dissociate into its constituents without modifying the nature of these elements.

In this enterprise, the author was assisted by the advances made shortly before the Second World War and especially after it by the work of CERCHAR during the years 1946-50.

The author examines the particular properties of the constituents of a binary mixture ; this enables him to define the concepts of perfect separation and industrial separation. He then proceeds to link these two by the partition function.

The author goes on to demonstrate the possibility of predetermining the results of a gravimetric — or other type of — concentration, where the coefficient of imperfection is known.

The last stage of this generalization is approached in terms of its application to the preparation of various substances.

In conclusion, the author explains how he planned his teaching programme for these ideas with a view to introducing the critical description of the concentration processes themselves.

The author believes that teaching based on a quasi-doctrinal basis has gained in attractiveness for both the professor and the student ; the latter, one can well imagine, is more open to the spirit of a course of study than to the technical or technological data contained therein.

Es ist jedoch unerläßlich, daß die theoretische Forschung der industriellen Wirklichkeit jederzeit untergeordnet wird.

Schließlich kann dieser Unterricht nur dann Früchte tragen, wenn man dafür Sorge trägt, daß er mit weiteren Disziplinen, deren Rolle und Gegenstand er in ein klares Licht stellt, in Zusammenhang bringt.

It still remains necessary to create at any moment a link between the speculations of theory and the industrial realities.

Finally, it can be asserted that such a system of teaching cannot bear its fruit unless care is taken to link it to other disciplines ; the author explains their role and their aim.

Le professeur de minéralurgie éprouve les mêmes difficultés pédagogiques que ses collègues chargés de l'enseignement d'autres cours à caractère technique.

Son rôle consiste à apporter à des étudiants complètement étrangers aux préoccupations de la minéralurgie une manière de penser et de réagir particulière à cette discipline. Il est donc indispensable qu'il présente son cours, non pas comme une succession de chapitres sans liaison apparente et logique, mais en lui trouvant une structure pouvant lui servir de guide. Il est autrement facile de rédiger un manuel qui s'adresse aux praticiens informés qu'un cours destiné à de jeunes candidats ingénieurs encore tout imprégnés de la rigueur des sciences pures.

Placé devant ces difficultés, l'auteur s'est vu contraint de choisir un mode d'exposé qui repose sur une doctrine ou plutôt sur une conception à laquelle il peut rattacher les phénomènes qui gouvernent les méthodes de concentration.

Depuis plus de vingt ans, il a adopté la notion de mélange binaire pour représenter un minerai en voie de concentration.

Depuis longtemps, les laveurs de charbon ont utilisé les courbes de lavabilité et on sait tout le parti qu'ils en ont tiré.

Le développement considérable donné à la théorie du lavage des charbons par l'équipe du Cerchar après la deuxième guerre, reprenant les études de Tromp et Terra datant de 1937-1938, a permis de concevoir la théorie de la concentration sur des bases théoriques parfaitement logiques.

Le charbon peut être schématisé comme un minerai binaire. Il laisse entrevoir la possibilité d'une généralisation de ce concept à tous les autres minerais, à condition de les considérer comme constitués d'un minéral utile et d'un stérile global avant l'extraction du concentré de chacun des minéraux utiles à isoler.

C'est pour cette raison que nous avons adopté, en la généralisant, la doctrine de la préparation des charbons.

Après avoir apporté à l'étudiant le vocabulaire de base permettant de décrire les opérations élémentaires de la minéralurgie, l'auteur met immédiatement l'accent sur le « premier principe », c'est-à-dire celui de la libération des minéraux ou des constituants du mélange auquel on assimile le minerai.

De nombreux exemples sont nécessaires pour asseoir, au départ, une notion qui ne doit plus quitter l'esprit du minéralurgiste en formation. Cette notion essentielle doit déclencher chez lui un réflexe conditionné chaque fois qu'il aborde le problème de la concentration d'un minerai.

Il faut ensuite montrer que les éléments (grains de minerai) des mélanges binaires ont un poids spécifique lié de manière bi-univoque à leur teneur en l'un des deux constituants purs, pour autant que ceux-ci aient des poids spécifiques différents.

Cette notion importante permet d'opérer la concentration non pas en fonction de la teneur des grains, mais de leur poids spécifique.

L'analyse densimétrique peut dès lors être définie, ainsi que la notion de séparation parfaite dont on déduit facilement les propriétés (conduisant à la construction des courbes de lavabilité). On peut alors azorder le concept de concentration industrielle grâce à l'existence de la fonction de dispersion permettant de distribuer chacune des tranches densimétriques du brut d'alimentation entre le concentré et le rejet.

On est naturellement amené à introduire le calcul du rendement pondéral d'une concentration industrielle continue exigeant un échantillonnage correct du brut d'alimentation du concentré et du rejet. Ce rendement est déterminé en général par application de la méthode des moindres carrés (dite de Grumbrecht) et, à cette occasion, on donne de nombreux exemples réels qui permettent d'apprécier la précision qu'on peut attendre de cette méthode.

En possession de cette valeur, on calcule la composition du brut reconstitué et on déduit la dispersion pour chaque intervalle de poids spécifique. L'étude de cette fonction permet de mettre en évidence les anomalies de fonctionnement du concentrateur, assimilables à des erreurs systématiques dont on recherchera les causes pour y porter remède.

On pourra alors juger de la précision de coupure du concentrateur, voire qualifier celle-ci par un nombre sans dimension que Belugou a appelé coefficient d'imperfection. Ainsi donc, l'ingénieur est en mesure de contrôler une installation existante en fonctionnement.

La démarche inverse est également possible, à savoir : prédéterminer les résultats d'une concentration industrielle à réaliser dans un appareil donné à partir

'un brut d'alimentation connu et cela, sans même evoir effectuer des essais en installation pilote.

On peut donc ainsi établir un choix de procédés pplicables à un minerai brut, étant entendu que la récision de séparation peut être dans chaque cas eprésentée par la valeur correspondante du coeffiient d'imperfection qui lui correspond et dont les aleurs sont bien connues des utilisateurs.

Pareil problème peut être programmé et on obtient es résultats de la concentration très rapidement.

On peut alors faire choix du procédé en tenant ompte des prix des traitements correspondants, de amortissement du matériel, c'est-à-dire, en un mot, rédéterminer le bénéfice à attendre de l'opération.

Le futur ingénieur minéralurgiste dispose donc des utils, non seulement lui permettant de contrôler le onctionnement du lavoir, mais d'apporter à un bueau d'études de projets l'aide efficace dans la préétermination des garanties de fonctionnement de atelier de préparation. En un mot, il dispose de toute a stratégie de la conduite d'une installation.

Il est évidemment nécessaire d'apporter à cet nseignement théorique de nombreux appuis techniues choisis dans une documentation de première nain, comme par exemple celle issue des rocès-verbaux de réception d'installations induselles.

Il est alors possible d'aborder l'étude des procédés e concentration par la description raisonnée des hénomènes physiques ou autres qui leur servent de ase et de montrer pour chacun d'eux comment le onctionnement des appareils peut influencer leur nperfection de nature.

Ce texte devant être nécessairement limité, il ne eut expliquer tous les problèmes qui se posent, mais est clair que les solutions apparaissent d'ellesnêmes comme la conséquence logique de la octrine.

L'étudiant est en mesure, par exemple, de juger de a nécessité d'une pré-concentration éventuelle et de es avantages, de faire le choix adéquat d'une néthode pour extraire d'un minerai le concentré de ualité requise. Ainsi, il peut concevoir que, dans ertains cas, il ne doit pas nécessairement recourir au rocédé le plus précis et il en connaîtra les raisons.

Dès lors, l'exposé des procédés n'est pas une lescription fastidieuse de techniques, car il est oujours possible de définir le domaine d'application e plus adéquat qui se trouve naturellement justifié ar la doctrine.

Pour atteindre ce but, il faut évidemment disposer 'une documentation glanée au cours du temps et ccepter de consacrer le nombre de leçons indisensable sans lequel l'exposé de la doctrine n'aurait ucun effet. Il faut aller jusqu'au bout et dans les détails de manière à prouver à l'étudiant que cette doctrine est un outil précieux et non un quelconque prétexte de meubler un horaire.

On peut s'étonner de n'avoir pas vu figurer en tête de notre exposé les notions de fragmentation et de criblage. Elles ne sont pas nécessaires à ce niveau. Il suffit que l'étudiant (qui ne connaît rien ou presque des techniques minéralurgistes au départ) sache que la fragmentation est nécessaire pour libérer le minéral à extraire.

Après l'exposé des procédés, on peut alors développer les méthodes auxiliaires qui se trouvent justifiées comme opérations intermédiaires nécessaires à la réalisation du flow sheet de traitement : broyage, classification, décantation, filtration, dépoussiérage, séchage, etc. Le broyage donne lieu à un exposé assez étendu sur le calcul de l'énergie et le choix des appareils.

La classification oblige à examiner la notion de granulométrie et des distributions, de la surface spécifique. On en profitera pour étendre la fonction de dispersion à la classification sous toutes ses formes (voies sèche et humide), appliquée aussi bien aux minerais qu'aux matières naturelles et artificielles.

On peut encore développer le concept global de l'efficacité et montrer son intérêt et son application aux séparations solide-liquide. Par exemple, on peut contrôler le fonctionnement d'une essoreuse et mesurer la concentration des pulpes d'entrée et de sortie par la détermination rapide et précise du poids spécifique de ces pulpes, sans jamais recourir au séchage des échantillons prélevés.

Le picnomètre pneumatique apporte une aide considérable dans la conduite de ces engins, car la mesure qu'il réalise est simple, précise et rapide. Il permet donc de suivre les effets d'une modification des réglages d'un appareil de concentration ou de séparation quelconque, voire de flottation, en régime.

Le lecteur a donc été amené insensiblement du domaine de la préparation des charbons, qui permit l'épanouissement de la théorie de la concentration des mélanges binaires, à celui des matières en parcourant au passage celui des minerais qui ne diffère pas des autres, en principe.

L'auteur est persuadé, à la suite de son expérience, qu'il reste dans l'esprit de l'étudiant une manière de penser dont il ne se départira pas, même si ses futures fonctions le tiennent éloigné de la minéralurgie.

L'échantillonnage rationnel est l'indispensable complément de la collecte des échantillons à partir desquels on peut obtenir les informations nécessaires à l'application de la doctrine. Aussi, lui donne-t-on le développement indispensable qui permet au futur ingénieur d'utiliser une méthode dont il pourra juger du taux de confiance qui lui est attaché.

Des applications nombreuses sont là aussi absolument nécessaires. Enfin, il faut établir une liaison solide avec d'autres enseignements et leur contenu. C'est la raison qui a milité pour faire introduire par un collègue spécialiste un cours de physico-chimie des surfaces servant de base à la flottation, au bouletage et à d'autres applications.

De même, l'élaboration des flow sheets modernes ne peut plus se passer de l'automatique. Un cours spécial suivi de travaux est également donné aux futurs ingénieurs (dans le cadre de la minéralurgie pour les travaux de fin d'études).

Pour les futurs mineurs, en plus des cours normaux de métallurgie des métaux non-ferreux, on a mis sur pieds un cours de 15 leçons d'hydro-métallurgie groupant les procédés par cyanuration, extraction par solvants, échanges ioniques, etc., non pas au niveau de spécialistes, mais pour montrer l'origine des exigences que le métallurgiste impose au minéralurgiste chargé de la production des concentrés de base.

Le volume horaire de l'enseignement de la minéralurgie est ainsi réparti sur une durée de 1 ou 3 ans suivant la spécialité.

SPECIALITE MINES

3e année — 15 leçons (18 h 3/4). Doctrine de la séparation des mélanges binaires. Notions de granulométrie.

4e année — 28 leçons (35 h). Les procédés de concentration. Le transport pneumatique et hydraulique des matières. 3 séances de travaux (9 h 3/4) : exercices relatifs au cours de 3e.

5e année — 15 leçons (18 h 3/4). L'échantillonnage des minerais et matières. 20 leçons (25 h). Les méthodes auxiliaires de la minéralurgie. 22 séances de travaux (71 h 1/2). Procédés de concentration, procédés auxiliaires. Echantillonnage. Projets.

4e année — 25 leçons (31 h 1/4). Systèmes asservis et régulation linéaire.
— 15 leçons (18 h 3/4). Physico-chimie des surfaces. 5 séances de travaux (16 h 1/4) de physico-chimie des surfaces.

5e année — 6 séances de travaux (20 h) de projets de régulation.

5e année — 15 leçons (18 h 3/4). Compléments de métallurgie.

SPECIALITE METALLURGIE

4e année — 21 leçons (26 h 1/4). Doctrine et procédés de concentration. 5 séances de travaux (16 h 1/4). Procédés de concentration.

4e année — 25 leçons (31 h 1/4). Systèmes asservis et régulation linéaire.

SPECIALITE CHIMIE

4e année — 19 leçons (23 h 3/4). Doctrine et procédés auxiliaires 5 séances de travaux. Séparation solide-liquide; fluidisation, etc.

DISCUSSION

G. Panou

Je suis totalement d'accord avec le Professeur Moiset sur la façon d'envisager les problèmes de la préparation des minerais. Il existe un procédé de séparation solide-liquide (la flottation) pour lequel la théorie du lavage n'a pas été appliquée. Le Professeur Moiset voudrait-il nous indiquer si des progrès ont été réalisés dans cette direction ?

P. Moiset

Il est évidemment plus aisé d'appliquer la théorie de la séparation des mélanges binaires aux minerais en grains de poids spécifiques inférieurs à celui du bromoforme qu'aux minerais très fins destinés à la flottation.

Au-delà du poids spécifique de 3,0 kg/dm^3, nous employons le sulfamate de plomb fondu, nous permettant d'atteindre 3,6 kg/dm^3. Nous couvrons ainsi une plage importante des minéraux usuels, les plus lourds pouvant être séparés par d'autres procédés.

Pour les fins, on éprouve des difficultés dues à l'agglomération dans les liqueurs organiques.

Cependant, pour les charbons, on peut encore dresser l'analyse densimétrique des schlamms suivant une méthode préconisée par l'Inichar et

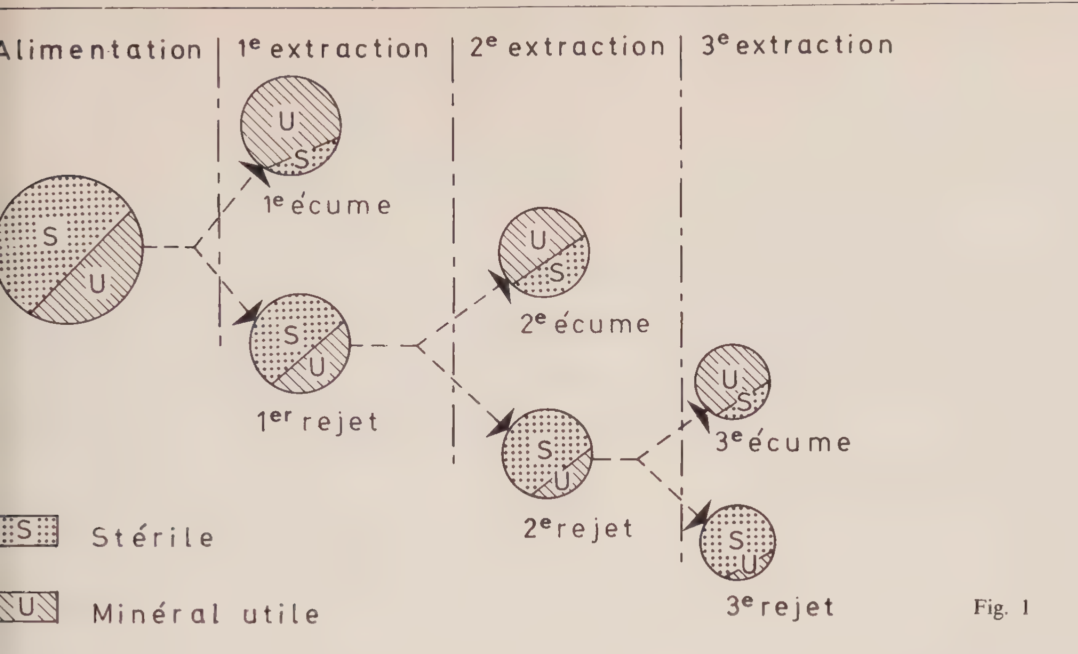


Fig. 1

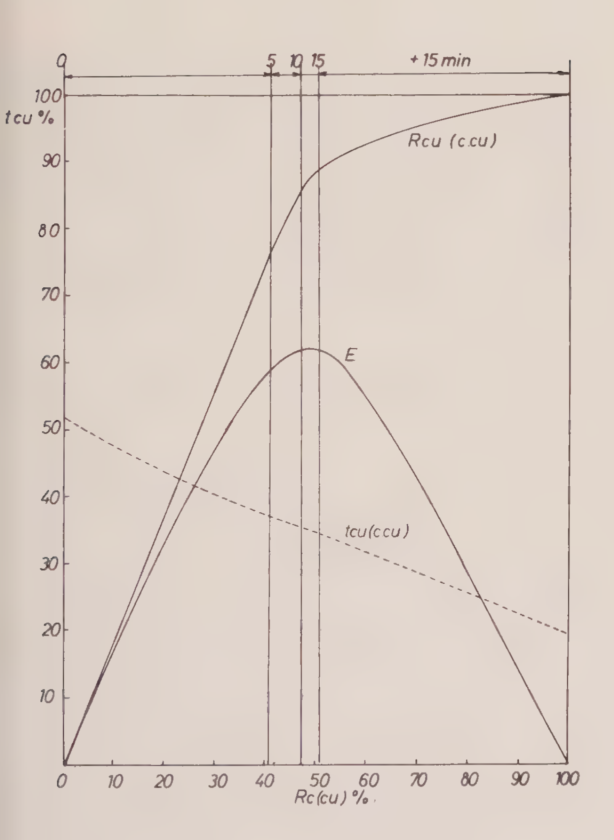


Fig. 2

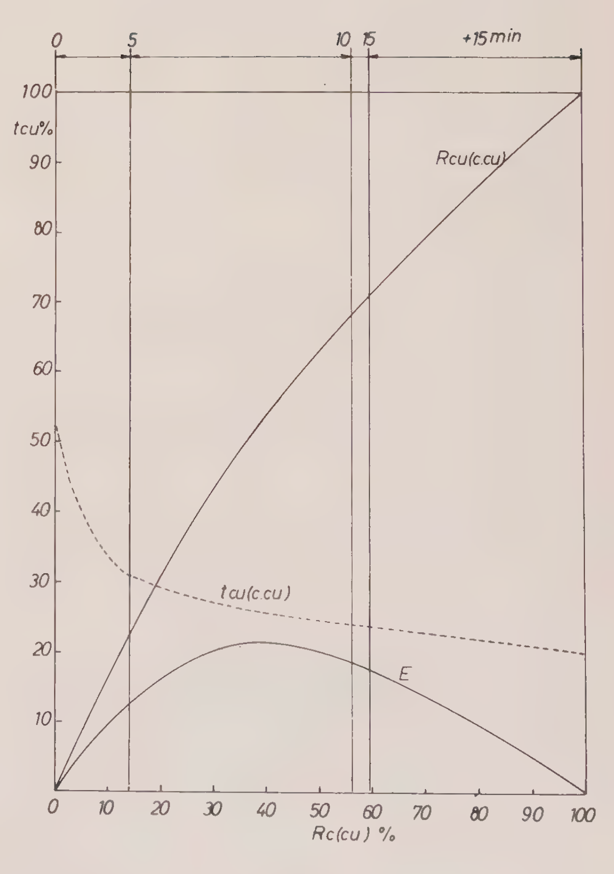


Fig. 3

adoptée par les charbonnages d'Hensies-Pommerœul. On peut représenter alors la courbe de flottation industrielle dans le diagramme semi-vectoriel U-R et apprécier la valeur de l'imperfection correspondante qui permet de comprendre bien des comportements du schlamm soumis à la flottation (H. Dufour : Traitement du 0-1 mm par flottation. 3e Conf. Int. sur la préparation du charbon).

Pour les minerais, nous avons préféré recourir à la notion d'efficacité en la calculant après chaque extraction d'écume correspondant, soit à l'introduction d'une dose de réactif, soit à un temps d'extraction ou les deux à la fois.

Sans refaire la théorie de la détermination de l'efficacité, on peut cependant en donner l'expression.

$$E = 1 - R_1 - R_2$$

R_1 = rendement en stérile du concentré de minéral utile

R_2 = rendement en minéral utile du rejet.

Le schéma de l'opération est représenté à la figure 1.

On peut alors suivre le déroulement de la flottation sur les diagrammes suivants.

Le premier se rapporte à la flottation du minerai de Ruwe en cellule pneumatique à fond poreux. On y a figuré en abscisse le rendement pondéral du concentré de cuivre (fig. 2).

En ordonnée, on trouve la teneur en cuivre du concentré allant de la teneur du minéral pur à celle du brut. On a aussi tracé la courbe du rendement cuivre du concentré de cuivre et l'efficacité E. On voit croître d'abord l'efficacité, la quantité de minéral utile emportée par les écumes successives étant supérieure à celle du stérile. Elle atteint un maximum pour descendre ensuite pour la raison inverse.

Le deuxième diagramme se rapporte à la flottation du même minerai dans une cellule sub-aération utilisant les mêmes doses de réactifs (fig. 3).

On peut dès lors comparer le travail des deux machines. On ne peut cependant pas tirer de conclusion absolue pour des raisons évidentes de cinétique sur la transposition aux modèles industriels mais, quand la chose est possible, on peut donner une valeur équivalente de l'imperfection et prédéterminer la courbe de flottation (cas des charbons fins). Il faut toutefois se garder de faire porter par la machine seule l'imperfection de la séparation, le minerai lui-même n'y étant pas étranger.

Ceci montre que, si un enseignement au départ se doit d'être schématique pour accrocher l'étudiant, celui-ci doit nécessairement prendre peu à peu conscience des écarts entre les modèles et la réalité des phénomènes.

Cette remarque est vraie dans toutes les disciplines. Néophytes et initiés ne peuvent nécessairement pas se situer au même niveau.

Quelques considérations sur les paramètres intervenant dans la flottation des minerais complexes plomb - zinc - cuivre - pyrite et sur les formules des réactifs utilisés

Victor FORMANEK *

RESUME

La valorisation des minerais sulfurés polymétalliques continue à poser des problèmes plus ou moins faciles à résoudre, car on ne dispose pas de règles générales permettant d'appliquer tel ou tel procédé standard de flottation. Un grand empirisme continue à régner dans ce domaine. La présente communication a pour modeste objectif de regrouper quelques observations faites au cours d'études de différents types de minerais complexes.

La valorisation des minerais complexes par le procédé de flottation est naturellement étroitement dépendante de la minéralogie du minerai et en particulier :

- *des conditions de métamorphismes subis par le minerai (recristallisation),*
- *de la nature et des proportions relatives, en teneur, des minéraux présents,*
- *de la broyabilité des minéraux (fines primaires et secondaires),*
- *des caractères physico-chimiques des surfaces (oxydabilité),*
- *des sels solubles.*

Les résultats de la flottation sont aussi fortement liés aux paramètres inhérents aux conditions de préparation de la pulpe, c'est-à-dire :

- *à un schéma de broyage, qui doit s'efforcer de :*
  - *limiter la formation des schlamms colloïdaux,*
  - *produire des granulométries resserrées,*
  - *éviter les phénomènes d'amorphisation ;*
- *à un conditionnement approprié pour réduire les phénomènes de slime coating.*

SAMENVATTING

De valorisatie van zwavelhoudende polymetaalertsen stelt nog steeds min of meer gemakkelijk op te lossen problemen omdat men niet beschikt over algemene regels om deze of gene standaardflotatie-methode te kunnen toepassen. Op dit gebied heerst er nog steeds een groot empirisme. Deze mededeling heeft tot bescheiden doel enkele waarnemingen te hergroeperen welke tijdens studies van verschillende types van complexe ertsen werden gemaakt.

De valorisatie van complexe ertsen door flotatie is natuurlijk nauw afhankelijk van de mineralogische samenstelling van het erts en in het bijzonder van :

- *het metamorfisme dat het erts heeft ondergaan (herkristallisatie)*
- *de aard en de relatieve gehalteverhoudingen van de aanwezige mineralen*
- *de maalbaarheid van de mineralen (primaire en secundaire fijnmineralen)*
- *de fysisch-chemische eigenschappen van de oppervlakken (oxydeerbaarheid)*
- *de oplosbare zouten.*

De resultaten van de flotatie zullen ook sterk verbonden zijn met de parameters die inherent zijn aan de pulpbereiding, d.w.z. :

- *een maalschema dat moet trachten :*
  - *de vorming van colloïdaal slik te beperken*
  - *enger korrelgrootteverdelingen te bekomen*
  - *amorfisatieverschijnselen te vermijden*
- *een geschikte conditionering om de « slime coating »-verschijnselen te beperken.*

---

* Conseiller technique de Minemet Recherche, avenue Einstein, 1 F-78190 Trappes.

Enfin, la formule de réactifs, qui doit tenir compte des contraintes imposées par le type de minerai et la dimension de cristallisation des sulfures des métaux non-ferreux et de la pyrite associée, comporte des caractéristiques propres aux minerais complexes, notamment en ce qui concerne :

— les pH en cours de traitement,
— les réactifs déprimants,
— les conditions d'utilisation des collecteurs (importance de la phase de désorption sélective).

Une meilleure connaissance des processus physico-chimiques pourrait nous faire progresser vers davantage de sélectivité, de rentabilité, et vers le traitement par flottation différentielle directe de minerais complexes très finement disséminés.

Ten slotte omvat de reagentsiaformule, die rekening moet houden met de verplichtingen opgelegd door het ertstype en de kristallisatieomvang van de sulfiden van de non ferro metalen en van het samengemengd pyriet, kenmerken die eigen zijn aan de complexe ertsen, onder meer betreffende :

— de pH tijdens de behandeling
— de neerdrukreagentsia
— de gebruiksvoorwaarden voor de collectoren (belang van de selectieve desorptiefase).

Een betere kennis van de fysisch-chemische processen zou ons kunnen brengen tot meer selectiviteit en rendabiliteit, en ook tot de behandeling door rechtstreekse differentiële flotatie van zeer fijn verspreide complexe ertsen.

ZUSAMMENFASSUNG

Die Verwertung von zusammengesetztem Schwefelerz stellt immer noch Fragen, die mehr oder weniger leicht zu lösen sind ; denn es sind bisher keine Richtlinien ausgearbeitet worden, wonach dieses oder jenes Schwimmaufbereitungsverfahren infrage kommt. Auf diesem Gebiet herrscht weiterhin die größte Empirie. Mit vorliegender Arbeit hat man sich zur bescheidenen Aufgabe gestellt, einige Beobachtungen zusammenzustellen, die bei der Untersuchung verschiedener Sorten von zusammengesetztem Erz gemacht wurden.

Die Verwertung der zusammengesetzten Erze durch das Schwimmaufbereitungsverfahren ist selbstverständlich von der Mineralogie des Erzes stark abhängig und insbesondere

— von den Bedingungen der durch das Erz erfahrenen Metamorphosen (Rekristallisierung)
— von der Art bzw. von den relativen Mengenverhältnissen (Gehalt) der vorhandenen Mineralien
— von der Mahlbarkeit der Mineralien (Feinerz grob- und nachzerkleinert),
— von den chemisch-physikalischen Eigenschaften der Oberflächen (Oxydierbarkeit)
— von den löslichen Salzen.

Die Ergebnisse der Schwimmaufbereitung stehen ebenfalls in enger Beziehung zu den Parametern, die von den Aufbereitungsbedingungen der Flotationstrübe mitbestimmt werden, d.h.

— von einem Mahlschema mit folgender Zielsetzung :
  — die Bildung von Kolloidalschlamm begrenzen
  — eine enge Körnung herstellen
  — Amorphisierungserscheinungen vermeiden
— von einer geeigneten Behandlung zur Eindämmung der Slime coating Erscheinungen.

SUMMARY

The beneficiation of polymetallic sulphur-containing ores continue to raise a number of problems which are more or less easy to resolve, since there are no general rules which allow of applying a given standard flotation process. The field is dominated by a highly empirical approach. The aim of this paper is simply to set out a few observations made during studies of various types of complex ore.

The beneficiation of complex ores by flotation naturally depends very much on the mineralogical features of the ore in question, especially :

— the metamorphism conditions to which the ore was subjected (recrystallisation),
— the nature and relative proportions of the minerals contained therein,
— the degree of grindability of the minerals (primary and secondary fines)
— the physico-chemical surface characteristics (oxidation potential)
— the soluble salts.

The flotation efficiency is also markedly governed by the variables inherent in the pulp preparation conditions, i.e.

— a grinding flow-sheet which must :
  — reduce the formation of colloidal slurries
  — produce tight size consists
  — avoid any amorphisation effects
— provide appropriate conditioning to reduce slime coating.

Die Reagenzienformel, die die von der Erzsorte und von dem Kristallisierungsausmaß der Nichteisenmetallsulfide bzw. des verbundenen Pyrits auferlegte Belastung schließlich zu berücksichtigen hat, beinhaltet Eigenschaften, die ebenfalls bei den zusammengesetzten Erzen zu finden sind, u.a. was folgendes anbetrifft :

— *pH-Wert während der Behandlung*
— *Drücker*
— *Einsatzbedingungen der Sammler (Bedeutung der selektiven Desorptionsphase).*

Selektivität und Wirtschaftlichkeit könnten durch eine bessere Kenntnis der chemisch-physikalischen Prozesse wesentlich erhöht werden, ebenso die Behandlung durch unmittelbare Differentialflotation der sehr fein verstreuten zusammengesetzten Feinerze.

Lastly, the formula for the reagents, which has to allow for the constraints imposed by the type of ore and the crystallization dimensions of the non-ferrous metal sulphides and the associated pyrites, must possess characteristics appropriate to the complex ores, especially in respect of :

— *the pH during the treatment*
— *the depressants*
— *the conditions in which the collectors are used (importance of the selective desorption phase).*

A better knowledge of the physical/chemical processes involved could enable us to attain improvements in selectivity and in the economics of the process, and to progress towards direct differential flotation of very finely-disseminated complex ores.

---

1. INTRODUCTION

Les minerais sulfurés complexes, amas pyriteux et minerais polymétalliques, bien qu'ils constituent d'importantes réserves en cuivre, zinc et plomb, ne sont encore que peu ou pas exploités en raison des difficultés que présente leur traitement.

Ces difficultés résultent le plus souvent du fait que les minerais pyriteux d'origine volcano-sédimentaire contiennent des sulfures fins de plomb, de zinc et de cuivre disséminés qui, ayant été placés dans un environnement de métamorphisme très faible, n'ont pas été recristallisés. Les minéraux utiles sont alors très finement dispersés dans la gangue pyriteuse. La fine granulométrie des minéraux utiles pose des problèmes tant au niveau de la libération par le broyage, qu'au niveau de la séparation sélective par flottation.

Lorsqu'on sait combien de facteurs interviennent dans la technique de flottation différentielle des seuls minerais plomb-zinc et lorsqu'on se souvient de la tentative de classification de ces minerais présentée par le Professeur Rey au Congrès International de Stockholm en 1957[1 et 2], on mesure la complexité des techniques de séparation des minerais cuivre-plomb-zinc-pyrite finement disséminés quand les teneurs sont suffisantes pour justifier une concentration séparée de chacun de ces éléments.

L'objectif de cette communication est d'essayer de montrer, à travers l'expérience acquise lors de l'étude d'un grand nombre de minerais, quels sont les facteurs communs à ces minerais malgré leurs différences de réactivité.

2. FACTEURS GEOLOGIQUES ET MINERALOGIQUES

Les amas sulfurés massifs sont très répandus dans le monde. Tous ces gisements présentent en commun des origines volcaniques, mais avec des formations encaissantes variables selon la région. La pyrite peut constituer la gangue presque unique avec des prédominances en plomb, zinc ou cuivre selon les zones ; ce sont par exemples les gisements plombo-zincifères de Rammelsberg, de Meggen... les gisements cuivre, plomb, zinc, de New Brunswick, Boliden, Garpenberg, Huelva... etc...

A côté de la pyrite prédominante il peut y avoir des minéraux tels que la pyrrhotine, la marcassite, le mispickel, l'énargite, la tétraédrite, etc... pour venir compliquer le traitement.

Dans d'autres gisements, la pyrite n'est plus le seul élément de la gangue et des minéraux tels que le quartz, la muscovite, les chlorites, les calcaires, dolomie, barytine, sidérose peuvent être plus ou moins abondants ; c'est le cas de gisements australiens, irlandais, africains.

Le schéma de traitement et la formule de réactifs seront, comme on le verra plus loin, directement dépendants de la nature de la gangue.

L'autre facteur principal à considérer est la dimension des cristallisations des sulfures de métaux non-ferreux et de la gangue associée. Certains faciès sont plus ou moins bien recristallisés ; aussi dans un même gisement, on peut trouver des dimensions de cristaux et d'associations entre les sulfures et la pyrite de finesse variable allant jusqu'à la texture colloïdale au point qu'aucune séparation physique des constituants ne devient possible.

Les gisements de minerais complexes d'Espagne et du Portugal ont des sulfures à degré de dissémination élevé et généralement 80 % des sulfures de cuivre, de plomb et de zinc ont une dimension inférieure à 20 microns.

Il est courant de constater que différents échantillons d'une même espèce minéralogique, macroscopiquement identiques, répondent différemment aux

opérations de broyage et de flottation. L'expérience a montré que les facteurs minéralogiques sont insuffisamment pris en considération. Ainsi, la pyrite peut dans un même gisement présenter différents modes de textures colloïdales qui ont pour conséquence des degrés de broyabilité ou d'oxydation très variables conduisant à la formation des schlamms colloïdaux ou de sels solubles.

De même la présence en faible quantité, à l'état de traces, d'argent, d'antimoine, de bismuth, d'arsenic, constitue un facteur minéralogique à intégrer dans le choix des conditions minéralurgiques de traitement.

En raison de l'importance des paramètres texturaux du minerai et de la variabilité des propriétés des minéraux d'un gisement à l'autre et au sein d'un même gisement, il est recommandé, dans le cadre des recherches de traitement des minerais complexes, d'associer les compétences d'un géologue, d'un métallogéniste, d'un minéralogiste et d'un minéralurgiste.

Un exemple intéressant d'une telle association de moyens pour mieux cerner les facteurs géologiques et minéralogiques a été décrit par G. Ranchin aux Journées de l'Industrie Minérale de Toulouse en octobre 1975[3].

3. CONDITIONS DE BROYAGE DES MINERAIS COMPLEXES

Dans tout schéma de traitement par flottation, il est nécessaire de broyer le minerai pour individualiser les minéraux à séparer. Dans le traitement par flottation différentielle qui est pratiqué sur un certain nombre de minerais complexes finement disséminés, les dimensions de broyage ne descendent guère au dessous de 40 microns. Lorsque la texture exige des broyages très fins à 20 ou 10 microns, que l'on ne sait pas encore réaliser industriellement dans des conditions techniques et économiques tout à fait satisfaisantes, certains facteurs prennent une importance très grande comme la distribution granulométrique des phases, la réactivité des surfaces créées.

31. Distribution granulométrique du minerai broyé

Par le procédé de flottation il est possible, dans des conditions idéales, d'effectuer des séparations entre les sulfures de plomb, de cuivre, et de zinc jusqu'à des dimensions voisines du micron[4].

Les difficultés vont croissant avec les gangues suivantes : quartz, barytine, sidérose, dolomie, calcite, montmorillonite, chlorite, pyrite, schistes bitumineux.

Chaque fois que cela est possible, il y a avantage à éliminer avant toute opération d'enrichissement les schlamms primaires, notamment lorsqu'il s'agit d'argiles, de chlorite, de schistes bitumineux.

Mais lorsque le minerai contient une gangue, elle même très finement cristallisée voire à l'état de gels, la moindre opération de débourbage, criblage, broyage peut produire des fines secondaires allant jusqu'à la dimension colloïdale (inférieure à 0,1 μ) qui sont particulièrement perturbatrices dans les procédés de flottation.

En présence de gangue basique ou pyriteuse (et particulièrement pour les pyrites à texture colloïdale), il importe d'étudier avec soin le circuit de broyage pour produire le minimum d'ultrafins par des phénomènes d'attrition ou de surbroyage.

Il faut s'efforcer d'avoir des courbes de distribution granulométriques à pente élevée et ce, particulièrement pour les minéraux de la gangue.

Lorsque les différences de dureté et de densité des minéraux le permettent, il y a toujours avantage à avoir une dimension de broyage plus grossière pour les minéraux de la gangue que pour les minéraux sulfurés de plomb, zinc et cuivre ; ceci suppose qu'on réussisse à broyer préférentiellement les minéraux du plomb, du zinc et du cuivre, qu'ils soient libres ou associés à la gangue[5]. Pour essayer d'y parvenir, dans l'état actuel de la technologie on est conduit à des broyages à faible taux de réduction, donc très étagés, à des circuits à faible charge circulante et à l'emploi préférentiel de classificateurs du type cyclone[6] ; enfin toujours pour éviter les surbroyages, les schémas comportent le plus souvent une section de traitement et de rebroyage de mixtes. En résumé, les schémas de broyage utilisés pour libérer les minéraux de valeur contenus dans les minerais complexes sont généralement compliqués et des contrôles très poussés de la quantité et de la qualité des ultrafins générés à ce stade sont nécessaires. Une augmentation de quelques points dans le pourcentage de moins 1 micron entraîne, non seulement une baisse de récupération, mais une forte perte de la sélectivité plomb-zinc pour un minerai à gangue pyriteuse.

32. Réactivité des surfaces créées

De nombreux auteurs ont déjà montré que le broyage des particules poussé à une faible dimension modifiait souvent radicalement les propriétés physiques des surfaces nouvellement créées. La différence de réactivité entre l'état originel et l'état provoqué par le broyage, — par amorphisation ou oxydation —, est donc un facteur à prendre en considération. L'agrégat cristallin que constitue le minerai subit une désorganisation variable selon le minéral et sa tex-

ıre. Des microcristaux libérés par le broyage seront ès réactifs, tandis qu'inversement d'autres surfaces e minéraux verront leur niveau énergétique homo-énéisé vers le niveau le plus bas.

En d'autres termes, certaines pyrites à structures ıicrocristallines verront leur réactivité accrue, c'est-dire qu'elles s'oxyderont plus rapidement ou bien bsorberont davantage les collecteurs, tandis que la alène deviendra plus paresseuse à la flottation. Un ıtre exemple de l'influence de broyage sur les ropriétés superficielles des solides et sur la collection été présenté aux Journées de l'Industrie Minérale e 1975 par J.M. Cases et ses collaborateurs[7].

Indépendamment de la modification des niveaux 'énergie, un broyage très poussé, en augmentant onsidérablement la valeur de la surface spécifique u minéral broyé, peut accroître sa solubilité : des ıicro-particules de calcite, d'anglésite, de malachite tc... se dissolvent et viennent augmenter la quantité e sels solubles.

Ces sels solubles et ces ultra-fins de gangue sont lus gênants pour la sélectivité de la flottation avec ne gangue basique qu'avec une gangue acide, omme l'avaient montré Rey et Formanek en 1960 u Congrès de Londres[2].

Un autre phénomène prend également plus 'importance dans les broyages fins, c'est le « slime oating ». Certaines fines particules se fixent aux articules plus grossières, probablement surtout par es forces d'origine chimique dans le cas de produits royés. La calcite, l'hématite par exemple sont fré-uemment responsables de la médiocrité de certains ésultats de flottation différentielle plomb-zinc-cuivre.

Les connaissances sur les modifications apportées la structure de l'interface par le broyage sont ıalheureusement encore trop fragmentaires pour isposer de moyens d'optimiser la réactivité des ırfaces en fonction des minéraux présents et de la imension de broyage choisie.

La vitesse de dissolution des composés, l'amorphi-ation et l'oxydation des surfaces sont sans doute ées à l'énergie dissipée lors du broyage sous forme e calories, au temps de séjour dans cette section, ıx phénomènes d'attrition. Les efforts de recherche evront donc être orientés vers le perfectionnement es appareils de broyages et rebroyages et à la mise ı place d'une méthodologie permettant de caracté-ser à l'échelle des grains élémentaires l'état de la ırface au cours du traitement.

Là encore, il faut souligner qu'un meilleur contrôle es processus physico-chimiques qui se passent au ours de la préparation du minerai est étroitement lié la maîtrise des études de la caractérisation, de la ıorphologie et de la structure cristalline des particu-s minérales.

4. CHOIX DU SCHEMA DE FLOTTATION

Il est évident que l'origine géologique, la nature et la texture des minéraux présents dans les minerais sulfurés complexes ont un rôle déterminant dans le choix du schéma de traitement. Il faut rechercher pour chaque cas, en fonction des caractéristiques minéralogiques et pétrographiques du minerai, la solution la plus favorable.

Les schémas de flottation différentielle directe du cuivre, du plomb et du zinc, relativement peu utilisés, s'appliquent de préférence :

— Aux minerais dont les sulfures sont convenablement recristallisés ayant une gangue de pyrite massive ou une gangue quartzeuse et ne présentant aucune trace de minéraux oxydés. Les minéraux de valeur doivent pouvoir être libérés suffisamment au broyage. La qualité des résultats varie avec la finesse de broyage nécessaire, avec la vitesse d'oxydation de la pyrite, et avec les différences de réactivité des minerais sulfurés.

La chalcopyrite, qui est généralement le minéral résistant le mieux à l'oxydation au cours du broyage, est alors généralement flottée la première.

Exceptionnellement lorsque la galène est fine et de flottabilité naturelle élevée, elle est flottée la première (c'est le cas de certains minerais de Tsumeb).

Le schéma de flottation semi-différentielle, c'est-à-dire comportant une flottation globale cuivre-plomb suivie d'une flottation zinc, est le plus souvent employé. Il s'applique notamment pour des minerais pas trop finement disséminés à gangue pyriteuse, quartzeuse ou calcaire, et à condition que la blende ne soit pas naturellement activée ; les minerais ne doivent pas contenir des minéraux oxydés de plomb ou de cuivre. Le concentré global cuivre-plomb est ensuite différencié en déprimant, soit les minéraux du cuivre, soit les minéraux du plomb selon la valeur du rapport des teneurs plomb-cuivre et suivant la réactivité des minéraux présents.

Le schéma de flottation globale suivi de différenciation est surtout appliqué aux minerais sulfurés complexes à gangue pyriteuse très oxydable ou à gangue calcaire, et à ceux contenant des minéraux oxydés.

5. FORMULES DES REACTIFS UTILISES

51. pH

Le choix du pH dépend en premier lieu de la nature de la gangue. La chaux et les pH alcalins restent les plus largement employés, même lorsque la gangue est calcaire. La valeur du pH doit être très soigneuse-

ment déterminée pour chaque type de minerai et les réglages sont souvent très pointus (fourchette de 0,5 pH).

Cette condition est quelquefois difficile à maintenir lorsque le minerai libère des sels solubles.

Les minerais à gangue essentiellement pyriteuse demandent presque toujours des pH très élevés dans les circuits cuivre et dans les circuits zinc de la flottation différentielle directe. Les pH doivent être supérieurs à 10,8. A un pH plus bas, la pyrite est insuffisamment déprimée, surtout lorsqu'elle est très finement broyée. Par contre, si le pH est trop élevé, les mousses deviennent plus abondantes et plus liquides et la sélectivité est moins bonne car la galène et la blende sont alors réactivées. Cette importance du pH est confirmée par les installations très complètes de contrôle et de régulation de pH installées dans les laveries qui traitent les minerais sulfurés complexes à gangue essentiellement pyriteuse.

L'action déprimante de la chaux sur la pyrite n'est pas seulement due aux ions OH, mais aussi aux ions calcium qui se fixent à sa surface. A la laverie de Mount Morgan en Australie[8], ainsi qu'au laboratoire de Minemet Recherche, on a noté qu'une addition de chaux faite après conditionnement à l'anhydride sulfureux continuait à déprimer la pyrite, même si la pulpe était acide.

52. Déprimants et activants

Ceci conduit à dire quelques mots des déprimants ou activants principaux employés dans ces flottations de minerais complexes.

En dehors de la chaux utilisée pour déprimer la pyrite, il y a naturellement le cyanure ; mais le cyanure n'a qu'une efficacité limitée dans les minerais très pyriteux. Il est utilisé, à l'ébauchage, dans les schémas de flottation différentielle directe, surtout pour neutraliser certains sels solubles et pour désactiver la blende fine. Le cyanure est par contre très souvent employé dans les schémas de flottation semi-différentielle, lors de la séparation cuivre-plomb du concentré global. Dans ce cas, il agit comme désorbant du collecteur qui s'est fixé sur les minéraux de cuivre, et de la pyrite résiduelle ; cette action désorbante peut être accentuée par un chauffage de la pulpe.

Mais le réactif déprimant ou activant le plus employé dans la flottation des minerais complexes est l'anhydride sulfureux. Malgré les nombreuses études, l'action de ce réactif n'est pas encore parfaitement éclaircie.

L'anhydride sulfureux a été essayé de longue date pour séparer la chalcopyrite de la blende. Il faut signaler notamment les travaux de Schranz, Wenz et Heinrich qui ont montré que l'anhydride sulfureu[x] active la chalcopyrite et déprime la blende, tandis qu[e] la galène n'est pas influencée ; la dépression de l[a] blende est d'ailleurs renforcée en présence de sulfat[e] de zinc. Au laboratoire Minemet, on a constaté éga[-]lement que l'anhydride sulfureux peut déprimer l[a] pyrite en milieu neutre ou acide ; cette action dépri[-]mante est renforcée par la présence de chaux. D'un[e] façon plus générale, la présence de sels solubles fa[-]vorise l'action déprimanre de l'anhydride sulfureu[x] sur la blende et sur la pyrite.

C'est pourquoi, dans une flottation différentiell[e] directe, l'anhydride sulfureux est ajouté en tête[,] même quelquefois au broyeur sous forme de solution d'anhydride ou de bisulfite, afin qu'il ait le temps d'agir, *en pH acide*, comme décapant des surfaces e[t] comme déprimant de la blende ; ensuite on revient en pH alcalin, en ajoutant de la chaux, pour déprimer la pyrite et la galène.

L'anhydride sulfureux est aussi très employé pou[r] la séparation cuivre-plomb d'un concentré global, notamment lorsque le rapport Pb/Cu est supérieur à 2 ; il s'agit d'une action d'une désorption du collec[-]teur fixé sur la galène, tandis que la chalcopyrite continue à être activée par l'anhydride sulfureux. Ces séparations demandent des mises au point très soignées et sont d'autant plus difficiles à réaliser que les granulométries sont plus étalées ; on est conduit quelquefois à renforcer l'action de l'anhydride sulfu[-]reux par l'addition d'amidon, de bichromate, etc...

53. Réversibilité de l'adsorption des collecteurs Désorption du collecteur en excès Conditionnement

En Suède, la technique de traitement des minerais complexes à gangue pyriteuse consiste à utiliser un circuit de chaux avec addition de chaux au broyage et avec en général un conditionnement avant la flotta[-]tion. On flotte un concentré de cuivre ou un concentré cuivre-plomb, sans autres déprimants et en limitant simplement les doses de collecteur. Le collecteur uti[-]lisé est partout de l'amylxanthate et il est ajouté progressivement en doses très faibles et étagées. La contrepartie de ces additions progressives de collec[-]teur est une flottation lente, mais celle-ci est considé[-]rée comme indispensable si on veut obtenir la sélec[-]tivité désirée. Les durées de flottation varient entre 40 minutes et deux heures.

Cette technique de flottation excellente n'est plus applicable si les minerais renferment des oxydés ou de la pyrite facilement oxydable ; elle n'est plus ap[-]plicable aussi pour des minerais trop finement

royés, car il faut de fortes doses de collecteur en tête our que la flottation puisse démarrer ; en outre, les urées de flottation deviennent prohibitives.

Pour les minerais complexes finement disséminés, n est donc amené à ajouter une dose de collecteur en xcès en tête, puis de conditionner suffisamment ongtemps pour que le collecteur en excès puisse se ésorber. L'amylxanthate a été choisi comme collec-eur en raison de la réversibilité de son adsorption. es sels libérés pendant la période de conditionne-nent contribuent à cette désorption. Des constata-ions dans le même sens avaient été faites par Gaudin t par Marchandise[9]. D'ailleurs, le conditionnement le longue durée utilisé pour la flottation par agglo-nération se présente d'une façon analogue puisque action du collecteur, d'abord non sélective, acquiert le la sélectivité à mesure que le conditionnement se oursuit.

La période de conditionnement est primordiale lans la réussite de la flottation différentielle. Ce con-litionnement contribue, non seulement à la désorp-ion du collecteur fixé sur les minéraux indésirables, nais contribue aussi à diminuer les phénomènes de « slime coating » qui apparaissent davantage avec es broyages très fins. On peut penser que l'agitation nergique et de longue durée également préconisée ar Weston[10] dans la flottation de minerais sulfurés et chlammeux a aussi pour effet de remédier aux in-onvénients du « slime coating ».

6. EVOLUTION DES RESULTATS

Les conditions de traitement des minerais sulfurés polymétalliques qui viennent d'être exposées n'ont rien de révolutionnaire ; l'influence de chaque facteur a été surtout mieux cernée, ce qui a permis d'avancer de quelques degrés dans la finesse de broyage et de pouvoir traiter ainsi des minerais plus finement disséminés ; en outre, la formule de réactifs pour le schéma de flottation différentielle directe commence à être un peu mieux maîtrisée, grâce à l'emploi combiné de l'anhydride sulfureux et de la chaux, grâce aux conditionnements appropriés facilitant la réversibilité de l'adsorption et la lutte contre le « slime coating ».

Pour essayer d'apprécier les progrès en cours, dans un même tableau (tableau I), ont été réunis les résultats obtenus sur des minerais complexes à gangue pyriteuse (40 % Fe) présentant autant que possible la même composition minéralogique et exempts apparemment de produits d'oxydation. Ces minerais ont été classés en finesse de dissémination croissante, donc nécessitant un broyage (et rebroyage) de plus en plus fin pour individualiser suffisamment les minéraux. Certes, ni les teneurs d'alimentation ni les formules de traitement ne sont rigoureusement identiques puisqu'on a cherché à les optimaliser dans chaque cas.

TABLEAU I

Exemples de résultats obtenus sur différents minerais complexes à gangue pyriteuse et de plus en plus finement cristallisés

Minerai — Origine	Suède	Allemagne	Canada		Portugal — Espagne	
Dimension de broyage en microns (80 % passé)	80	80	55	40	25	15
Teneur alimentation						
Cu %	1,3	0,4	0,3	1,5	1,1 — 0,2	0,5
Pb %	2,4	4,0	3,2	1,5	1,0 — 1,1	1,8
Zn %	4,1	9,0	7,9	5,2	3,3 — 4,2	3,3
Teneur concentrés						
Concentré cuivre Cu %	24	19	22	23	11 — 21	18 — 25
Concentré plomb Pb %	63	36	42	40	28 — 40	44 — 50
Concentré zinc Zn %	54	44	56	52	50	43 — 52
Récupérations %						
Récupération cuivre	80	50	51	50	53 — 72	70 — 65
Récupération plomb	78	65	63	50	35 — 55	60 — 55
Récupération zinc	79	84	77	80	60 — 70	80 — 50

Il a été constaté :

— Qu'on réussit de mieux en mieux à séparer par flottation différentielle directe les minéraux sulfurés du cuivre et à les concentrer jusqu'à une teneur de 20 % Cu, *même* dans le cas d'un produit broyé *à 15 microns* (les teneurs en plomb ou en zinc restent inférieures à 2-3 %). La récupération reste très variable, mais le plus souvent entre 50 et 70 %.

— Que la flottation différentielle du plomb reste la plus délicate ; des progrès importants sont à accomplir à la fois sur le plan de la récupération et de la teneur. Les concentrés de plomb qui titrent le plus souvent entre 35 et 50 % Pb avec 0,4 à 0,8 % Cu et 3 à 7 % Zn sont pollués par de la pyrite fine qu'on a beaucoup de peine à éliminer car, aux relavages, on ne peut pas employer des excès de chaux qui dépriment aussi la galène et le cyanure n'a qu'une efficacité limitée sur une pyrite qui est plus ou moins partiellement oxydée. Les difficultés d'enrichissement du concentré plomb se retrouvent pratiquement à toutes les dimensions de broyage car la galène, en raison de sa faible dureté, est presque toujours surbroyée.

— Que la flottation différentielle de la blende peut poser des problèmes sur le plan des relavages : l'élimination de la fraction de pyrite activée par le sulfate de cuivre est difficile quelle que soit la granulométrie du produit ; la teneur des concentrés de blende a quelquefois de la peine à atteindre 50-52 % Zn, tout en titrant moins de 0,3 % Cu et moins de 0,6 Pb.

7. CONCLUSIONS

Les performances dans la flottation des minerais complexes plomb-zinc-cuivre ont été améliorées quelque peu ; toutefois, on constate que les résultats restent fortement dépendants du comportement de la pyrite pendant toute la durée du traitement. Or sur ce minéral important, les connaissances ne sont pas satisfaisantes ; les études fondamentales sont souvent contradictoires, car l'interface réactionnelle du minéral évolue constamment et présente des propriétés très différentes selon l'histoire chimique à laquelle elle a été soumise.

Des recherches fondamentales et appliquées devraient être poursuivies notamment sur les modifications de sélectivité introduites par le type de broyage et le type de gangue, sur la réversibilité de l'adsorption des collecteurs, sur les inhibiteurs d'oxydation de la pyrite, sur la mise au point de réactifs collecteurs, dont le Z-200 de la Dow est un exemple intéressant, qui soient à la fois sélectifs et puissants.

Sans escompter la percée technologique d'un déprimant absolu de la pyrite, les études en cours devraient non seulement conduire à l'amélioration des résultats des installations existantes, mais aussi ouvrir davantage la voie à l'enrichissement de minerais très finement disséminés qu'il faudra parvenir à broyer industriellement à 20, voire à 10 microns, tout en conservant les réactivités différentielles des divers minéraux présents.

REFERENCES

[1] M. REY — « Differential Flotation of Lead-Zinc Ores. A tentative Classification of the Ores and of Flotation Techniques ». *Progress Min. Dressing* Stockholm (1957) 525.

[2] M. REY et V. FORMANEK — « Some factors affecting selectivity in the differential flotation of lead-zinc ores. *Int. Min. Proc. Congress* Londres (1960).

[3] G. RANCHIN — « Problèmes généraux liés à l'enrichissement et aux moyens d'études des minerais finement cristallisés ». *Journées d'Etudes de la Section Minéralurgie de la Société de l'Industrie Minérale.* Toulouse (oct. 1975).

[4] M. REY et V. FORMANEK — « Die Flotation von ultrafeinen Bleisulfiden ». *IV internationales Kolloquium.* Freiberg (mai 1966).

[5] M. REY — « Contribution à l'étude de la sélectivité du broyage » *Deuxième Symposium Européen sur la fragmentation.* Amsterdam (1966). Verlag Chemie - Weinheim/Bergstrasse (1967), pp. 777-790.

[6] R.J. TESTUT — « Les circuits de broyage des industries minérales ». *Quatrième colloque européen sur la fragmentation Nuremberg.* (Sept. 1975).

[7] J.M. CASES, P. DEGOUL, G. GOUJON, J.F. DELON — « Influence du broyage sur les propriétés superficielles des solides et sur la collection ». *Journées d'études de la Section Minéralurgie de la Société de l'Industrie Minérale.* Toulouse (oct. 1975).

[8] J.W. WESTAWAY et O.A. WILSON — « Mount Morgan ore concentration » *Proc. Australasian Institute of Mining and Metallurgy.* (Sept. déc. 1952) N° 166-167.

[9] H. MARCHANDISE — « Adsorption kinetics applied to flotation ». *Bull. Inst. Min. Met.* Londres (déc. 1958, fév. 1959).

[10] D. WESTON — Brevet U.S. 3.725.931. *Eng. and Min. Journal* (sept. 1973) vol. 174. p. 199.

?eprise et traitement d'une digue à stériles

?réconcentration et flottation de la Calamine

?laurice STAS *

RESUME

La Société des Mines de Zéllidja a traité de 1949 à 969, dans sa laverie de Boubker (au Maroc), un mi- erai de zinc - plomb à la cadence de 4.500 t/jour. es résidus de ce traitement ont été accumulés sous orme d'un tas de haldes ou « digue » contenant ap- roximativement 15 millions de tonnes de produits à ,28 % Pb et 1,35 % Zn.

Après description de ces haldes et des travaux 'échantillonnage par sondage, nous donnons une escription succincte des essais de traitement gravi- nétrique et par flottation réalisés dans notre labora- oire en vue du traitement de ces produits pour la écupération éventuelle du zinc contenu.

Les minéraux utiles restant dans ces haldes sont la mithsonite, la blende, la galène et la cérusite. La écupération du zinc peut être obtenue par flottation u sel d'amine réalisée sur ces haldes « deslimed » et lassés.

Une usine de traitement de conception déduite de es essais est en voie de réalisation. Elle comprendra uatre sections : classement — préconcentration — 'ottation des grains — flottation des fins.

Une bonne marche de ce retraitement ne peut se oncevoir que si la reprise donne une pulpe alimentant classement, qui soit régulière tant au point de vue ranulométrique qu'au point de vue de la dilution.

Cette opération de reprise est assurée à la cadence e 250 t/h par trois stations Marcona dont le principe e fonctionnement est également décrit.

SAMENVATTING

De Mijnvereniging van Zéllidja behandelde van 1949 tot 1969 in de ertswasserij van Boubker (Marokko), een zink-looderts tegen een tempo van 4.500 t/dag. De residu's van deze behandeling werden opgestapeld in de vorm van een halde of « dijk » die bij benadering 15 miljoen ton produkten bevat met 0,28 % Pb en 1,35 % Zn.

Na de beschrijving van deze halden en van de bemonstering door boringen, geven wij een bondige beschrijving van de proeven gravimetrische behandeling en flotatie uitgevoerd in ons laboratorium, met het oog op de eventuele terugwinning van de zink die ze bevatten.

De overblijvende nuttige mineralen in deze halden zijn smithsoniet, blende, loodglans en cerussiet. De zinkterugwinning kan worden verkregen door flotatie met aminezout uitgevoerd op deze « deslimed » en geklasseerde produkten.

Een behandelingsfabriek waarvan de opvatting afgeleid werd van deze proeven wordt opgericht. Zij zal vier afdelingen omvatten : klassering - voorconcentratie - korrelflotatie - fijnflotatie.

Deze herbehandeling kan slechts goed verlopen indien de hervatting pulp oplevert voor de voeding van de klassering, die zowel wat de korrelgrootteverdeling als wat de verdunning betreft, regelmatig is.

Deze hervatting gebeurt tegen een tempo van 250 t/h door drie stations Marcona waarvan het werkingsprincipe eveneens beschreven wordt.

Ingénieur des Mines, Ingénieur Géologue, Responsable des Laboratoires de la Société Zéllidja Engineering et Réalisation, BP n° 12, Zéllidja Boubker (par Oujda) — Maroc.

ZUSAMMENFASSUNG

Die Bergwerksgesellschaft von Zéllidja hat im Zeitraum von 1949 bis 1969 ein Zink-Blei-Erz mit einer Tagesleistung von 4.500 Tonnen in ihrer Aufbereitungsanlage von Boubker (Marokko) behandelt. Die Rückstände aus dieser Behandlung wurden in der Gestalt von Halden zusammengetragen, deren Inhalt sich ungefähr auf 15 Millionen Tonnen Erzeugnisse mit 0,28 Pb bzw. 1,35 % Zn stellt.

Nach einer Schilderung dieser Halden sowie der Probeentnahmen vermitteln wir ein kurzes Bild der in unserem Laboratorium angestellten Versuche durch gewichtsanalytische Behandlung bzw. durch Schwimmaufbereitung im Hinblick auf die Behandlung dieser Erzeugnisse zur eventuellen Rückgewinnung des enthaltenen Zinks.

Die nutzbaren, in diesen Halden verbleibenden Mineralien sind Smithsonit, Zinkblende, Bleiglanz und Weißbleierz. Die Zinkrückgewinnung kann auf diesen Halden selbst durch Schwimmaufbereitung mit Amminsalz erzielt werden.

Eine Aufbereitungsanlage, die aus der Grundlage dieser Versuche entworfen wurde, wird zur Zeit gebaut. Sie wird vier Abteilungen umfassen :

- *Kornklassierung*
- *Vorkonzentrierung*
- *Schwimmaufbereitung der Körner*
- *Schwimmaufbereitung der Feinkörner.*

Das Gelingen dieser Wiederbehandlung ist nur dann sichergestellt, wenn sich aus der Wiederaufnahme eine Trübe zur Versorgung der Klassierung ergibt, die sowohl im Hinblick auf die Korngröße als auch in bezug auf die Verdünnung gleichmäßig ist. Diese Wiederaufnahme übernehmen drei Marcona-Stationen mit einer Stundenleistung von 250 Tonnen, deren Betriebsweise ebenfalls beschrieben wird.

SUMMARY

The Société des Mines de Zéllidja processed — between 1949 and 1969 — 4500 tonnes/day of a zinc-lead ore in its washery at Boubker (Morocco). The residues have accumulated in a tailing-pile which contains some 15 million tonnes of product assaying 0.28 % Pb and 1.35 % Zn.

After describing the tailing deposit and the sampling technique, the article briefly discusses the gravimetric and flotation tests carried out in the laboratory on these residual products to recover, if possible, the contained zinc.

The useful minerals still remaining in this tailing are : smithsonite, zinc blende, galena and cerusite. The zinc can be recovered by amine salt flotation applied to this material after it has been deslimed and sized.

A processing plant designed on the basis of these tests is now being built. It will include four sections :

- *sizing*
- *flotation of the deslimed fines*
- *preconcentration on the coarse fraction*
- *flotation of preconcentrate.*

Such a remilling can only be considered if the reclamation from the tailing pile gives a feed of constant granulometric composition and dilution to the sizing stage. This recovery operation will be carried out at the rate of 250 tonnes/hour by three Marcona units, which are also described.

1. GENERALITES

La Société des Mines de Zéllidja, fondée en 1925, a exploité au Maroc dans la région d'Oujda, un important gisement de plomb-zinc (fig. 1).

Dans cette région, le Lias dolomitique minéralisé couvre une grande étendue et son exploitation était réalisée en fait par trois entités minières distinctes :

— Vers le sud-ouest, la Compagnie Royale Asturienne des Mines, devenue Compagnie Minière de Touissit, poursuit son exploitation encore aujourd'hui.

— Vers le nord-est, la Sonarem, prenant la relève de diverses sociétés françaises associées à Zéllidja et nationalisées en 1966, continue à prospecter et exploiter, en Algérie, une partie du gisement encore inexploré.

— Entre ces deux groupes, la Société des Mines de Zéllidja a arrêté toute exploitation minière en 1969 considérant non rentable l'extraction du minerai restant éventuellement dans ses concessions.

De 1949 à 1969, le minerai de Zéllidja a été traité par flottation dans une usine dont la capacité atteignait, dès 1952, 4.500 tonnes par jour.

Cette laverie, du type en cascade, traitait séparément le minerai sulfuré et le minerai oxydé en trois sections parallèles de 50 t/h de capacité chacune. Le schéma utilisé était celui de la flottation différentielle intégrale avec production séparée de galène, blende, cérusite et smithsonite.

Situation :



Fig. 1.

L'ensemble des résidus obtenus a formé une « di-ue » qui, lors de l'arrêt de la laverie, retenait environ 5 millions de tonnes de produits « épuisés ».

Les tonnages traités et les analyses quotidiennes es résidus permettent de calculer l'analyse théori-ue de cette masse en métaux utiles :

Plomb : 0,28 % Zinc : 1,35 %

e qui, pour l'ensemble, correspondrait à 40.000 onnes de plomb et 200.000 tonnes de zinc.

Je vous parlerai des études faites en vue d'un raitement de ces résidus pour récupérer ces métaux t vous donnerai une description de l'installation éalisée en ce moment pour ce traitement. Je termi-erai par quelques mots sur la technique utilisée pour a reprise de ces anciens résidus de flottation.

2. *L'ANCIENNE LAVERIE*

Il est nécessaire avant tout de décrire sommaire-ent la laverie dont nous venons de parler.

La figure 2 donne le schéma d'écoulement de ensemble de cette usine. Celle-ci était constituée par rois sections de broyage et flottation faisant suite à n concassage en trois étages réduisant le minerai à out passant 8 mm.

21. *Flottation du minerai sulfuré*

Deux sections de 50 t/h chacune traitaient le mi-erai dit sulfuré dont l'analyse typique était la uivante : 1,7 % de plomb, 3 à 5 % de zinc, 0,3 à 0,4 % du plomb oxydé sous forme de cérusite principa-ement.

Le schéma de traitement était classique :

- broyage à 48 % passant le tamis de 74 microns;
- flottation galène par l'éthyl xanthate à pH 8,5 - 9 avec dépression de la blende par sulfate de zinc et cyanure;

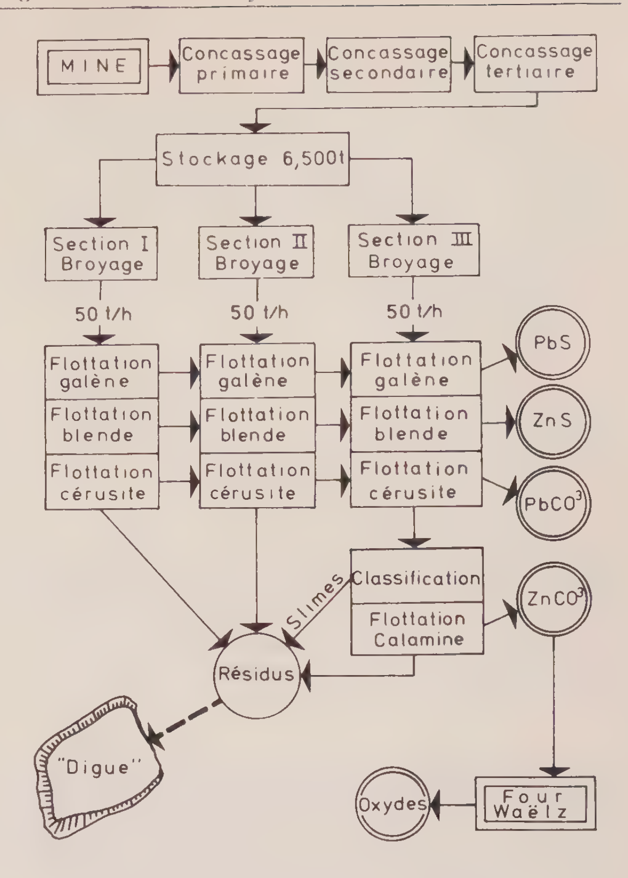


Fig. 2. — Schéma d'écoulement de l'ancienne laverie.

- flottation blende par l'isopropyle xanthate après activation par le sulfate de cuivre, mais sans épaississement;
- flottation cérusite par l'amyl xanthate après sulfuration par un mélange sulfure-sulfhydrate de sodium et dispersion-dépression de la gangue par le silicate de sodium.

Cette dernière flottation n'a duré que jusque 1961, date à laquelle la cérusite a été en partie récupérée dans le circuit galène grâce à une légère sulfuration en tête.

Dans ces sections les récupérations, tant du plomb que du zinc, étaient de l'ordre de 87 % et les concentrés plomb titraient 70 % Pb, alors que les concentrés zinc étaient à 58 - 59 % Zn.

22. *Flottation du minerai oxydé*

Une section de 50 t/h également traitait le minerai dit oxydé dont l'analyse type était :

Plomb : 2,1 à 2,5 % dont 0,5 à 0,6 % de sulfures
Zinc : 7 à 9 % dont 1,3 % de sulfures

Le schéma de traitement plus complet que le précédent était le suivant :

— broyage, flottation galène, blende, cérusite, comme en 21;
— sur le résidu de flottation cérusite, classification par cyclonage réalisant une coupure à d_{50} de 20 à 25 microns et destinée à éliminer les produits fins néfastes à la flottation smithsonite subséquente;
— flottation smithsonite par une diamine après sulfuration par le sulfure de sodium et traitement au silicate de soude.

Remarquons ici que le réactif utilisé pour cette flottation était constitué par :
— 70 % de stéaryl triméthyl diamine,
— 5 % d'oxyde d'éthylène,
— 25 % d'isopropanol,

et était utilisé sous forme de contre-émulsion dans l'eau en mélange avec du fuel et du pétrole pour combattre son caractère moussant trop accentué. La stabilisation des mousses était ensuite assurée par l'huile de pin.

Dans cette section, la récupération du plomb était de 75-80 % sous forme de galène à 72 % Pb et cérusite à 51 % Pb, alors que la récupération zinc n'était que de 72-75 % sous forme de blende à 56 % Zn et de « calamine » à 36 % Zn. Bien entendu, le cyclonage avant flottation smithsonite donnait lieu à une perte importante en zinc qui peut être estimée à 16-18 % au minimum.

3. LA DIGUE

31. Description

Les résidus de cette laverie, déversés toujours au même endroit, ont fini par former l'accumulation de haldes représentée à la figure 3.

Cet ensemble a été formé par déversement centripète de la pulpe qui était forcée dans une conduite périphérique et projetée vers le centre par des ajutages piqués sur celle-ci. C'est ce que les Anglo-Saxons appellent spigotting.

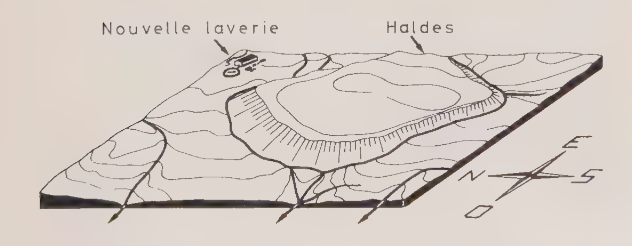


Fig. 3. — « Digue » — Vue d'ensemble.

Une classification sommaire est obtenue au cours de ce déversement par suite de la sédimentation rapide des grains les plus gros. L'eau et les fins se rassemblent vers le centre de la boucle où une décantation a lieu.

Une prise centrale permettait de récupérer une partie de cette eau qui était réutilisée en laverie.

Au fur et à mesure du déversement, la tuyauterie était peu à peu ensevelie et devait être rehaussée régulièrement.

La figure 4 donne la coupe théorique dans une accumulation ainsi formée.

Ce travail était fait en glissant des fûts vides sous la conduite périphérique et en poussant les sables, au bulldozer, contre ces fûts de façon à former une murette.

L'ensemble est donc constitué par une digue périphérique résultant de la superposition de ces petites digues successives et au centre de laquelle sont accumulés les produits fins sédimentés au fur et à mesure.

La masse obtenue que nous appellerons « la digue » couvre une surface de plus de 25 hectares avec un diamètre moyen de plus de 600 m au sommet.

Par suite de la déclivité du terrain sur lequel ce dépôt est fait, l'épaisseur de l'ensemble varie de 36 m au sud-est à quelques mètres au nord-est.

32. Les sondages

Pour confirmer les teneurs résultant des calculs sur les anciens bilans laverie et pour connaître l'état actuel du cœur de cette masse, une campagne de sondages fut réalisée en 1972. 28 sondages tubés furent exécutés suivant un réseau à mailles carrées de 100 m de côté. Un échantillonnage fut obtenu mètre par mètre au carottier fermé.

Sur tous ces sondages, le laboratoire réalisa des analyses chimiques et granulométriques par passes de 3 à 4 mètres.

Les observations faites par le sondeur, les résultats du laboratoire et la connaissance du mode de croissance de cette masse, permettent de tracer des coupes dans l'ensemble.

Sur la figure 6, la vue en plan de l'ensemble porte les emplacements des sondages et les traces des coupes 1-1', 2-2', 3-3', 4-4'.

Les figures 4 et 5 représentent des parties typiques des coupes 1-1' et 2-2'.

Les figures 7 et 8 montrent les coupes complètes et en même temps les profils granulométriques des sondages. La coupure à 30 microns a été choisie pour réaliser ces profils.

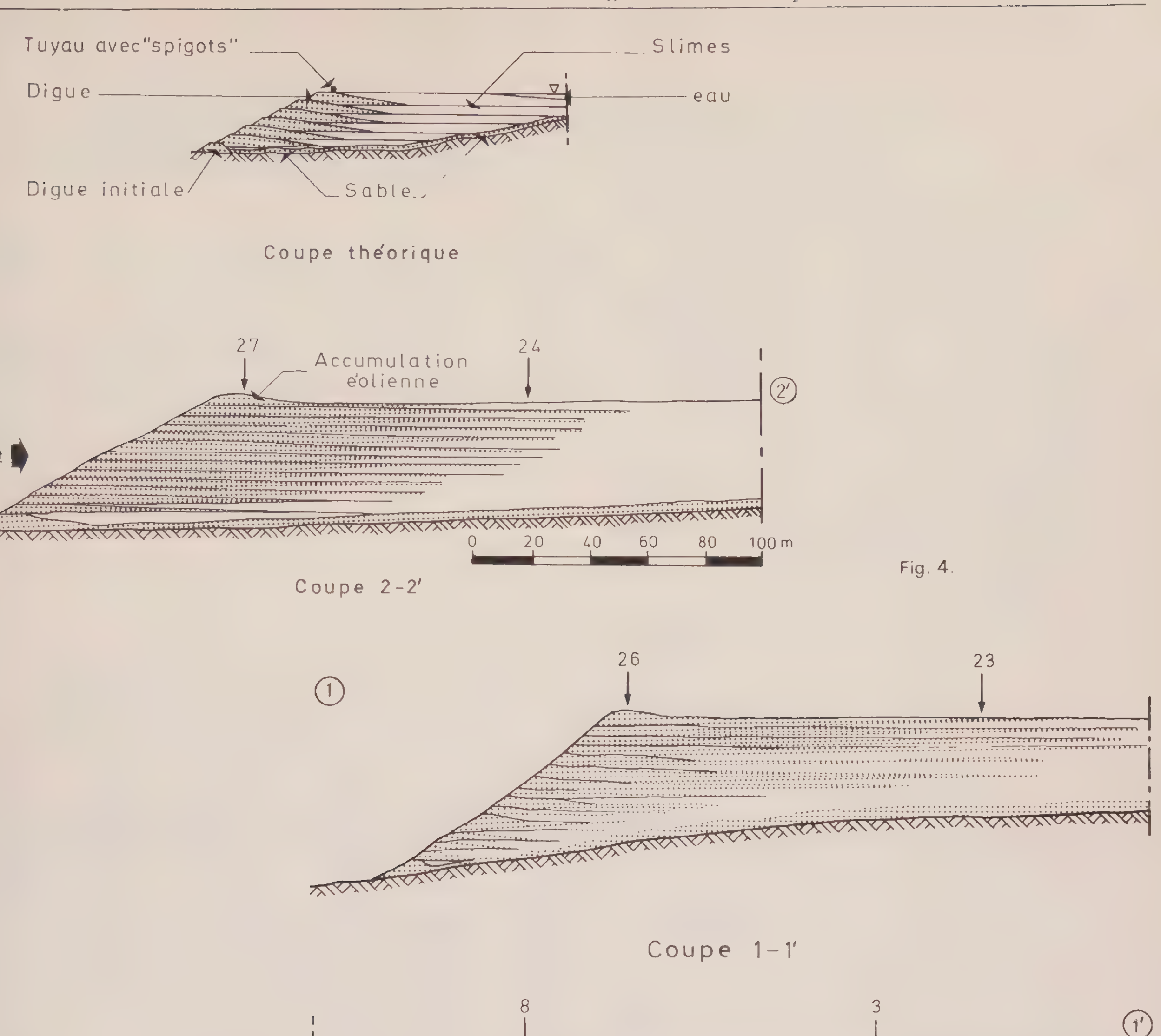


Fig. 4.

Fig 5.

La croissance de cette « digue » par spigotting centripète et rassemblement des gros grains sous la conduite, donne à l'ensemble une forte hétérogénéité granulométrique et, comme il est bien connu pour ce type d'accumulation, une très mauvaise stabilité.

Remarquons que, de surcroît, la paroi sud-est réalisée en remontant repose, en fait, sur la masse des produits fins et argileux qui ont constitué le cœur du bassin initial.

Le sondage 27 a traversé à 32 m de profondeur un produit argileux, vert foncé, contenant des morceaux de roseau carbonisés, mais parfaitement reconnaissables. Cette pulpe emprisonnée à la base de la « digue » constitue donc un milieu réducteur et conserve suffisamment d'humidité pour être encore parfaitement plastique après plus de 20 ans.

Toute la face amont (nord-est) de l'ensemble a été réalisée de même par empilement de produits grossiers, l'arête de la digue ayant plutôt tendance à s'écarter du centre. De plus, par suite de la direction E-NE des vents dominants, l'érosion éolienne agissant sur toute la surface du dépôt, finit par constituer de véritables dunes sur les bords nord et nord-est de l'ensemble. Cette accumulation éolienne est très importante et est parfaitement visible sur les coupes et les plans. Un calcul approximatif permet d'estimer le poids de sables ainsi déplacés à plus de 1 million de tonnes.

Le cœur de cette masse est constitué en certains endroits par des produits dont 95 % du poids sont représentés par la tranche granulométrique des plus fins que 10 microns.

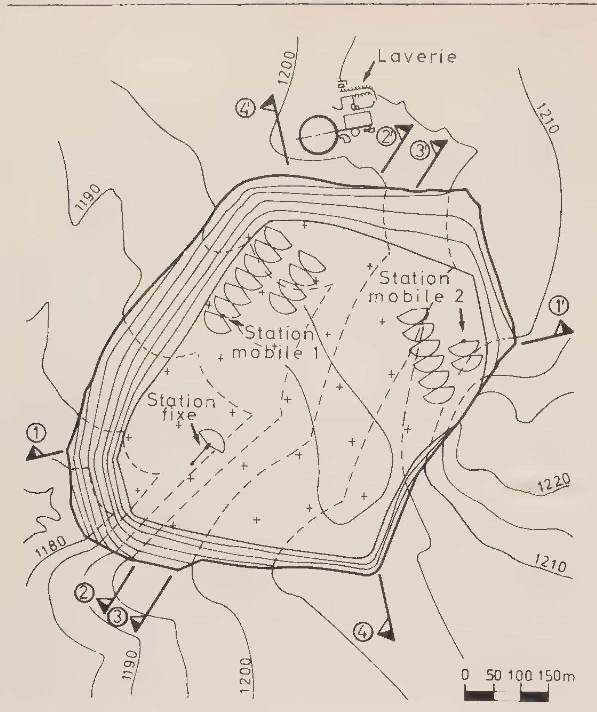


Fig. 6. — Vue en plan.

L'ensemble est tixiotrope et, lorsque la couche de sable éolien qui le recouvre est trop peu importante, il ne présente aucune résistance à l'enfoncement. Le déplacement de véhicules sur pneumatiques est pratiquement impossible sur cette surface.

33. Granulométrie et répartition des métaux

Le tableau I indique la granulométrie de l'ensemble et la répartition des métaux obtenues en donnant à chacun des 28 sondages la même zone d'influence et en pondérant les analyses chimiques en fonction de l'épaisseur des passes considérées. Ce travail porte sur 658 m de sondage.

Coupe 1-1'

Granulométrie

Coupe 2-2'

Granulométrie

Fig. 7.

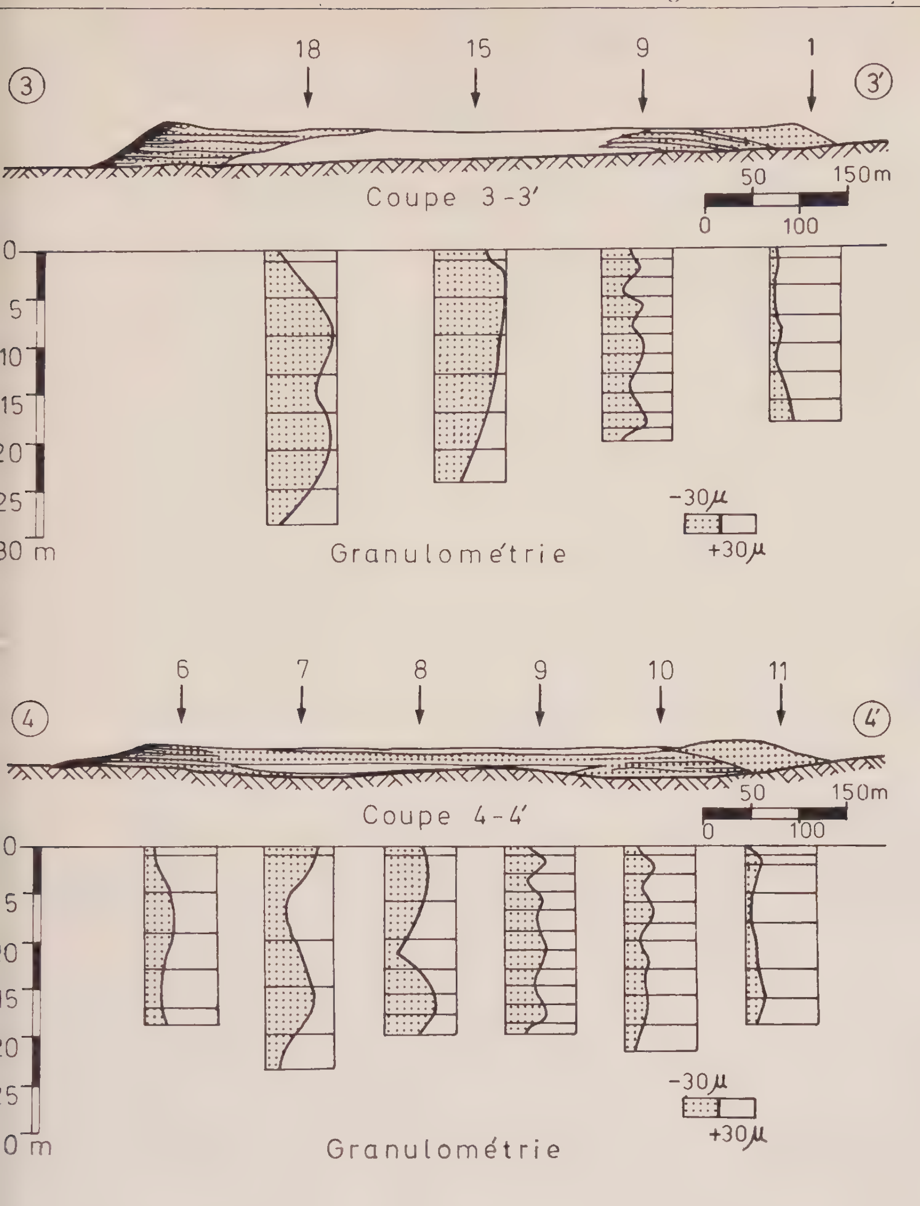


Fig. 8.

Les teneurs moyennes obtenues : 0,37 % Pb; 1,62 % Zn sont à comparer aux teneurs calculées : 0,28 % Pb; 1,35 % Zn.

Remarquons aussi que la granulométrie moyenne est plus fine que prévu. En effet, les broyages ont toujours été réalisés de façon à obtenir 48-50 % de passant au tamis de 74 microns et, pour l'ensemble, nous trouvons 55,5 % de passant à ce tamis.

Cette différence s'explique par le non-échantillonnage de la partie nord-est, la plus grossière et la plus pauvre, ainsi que par la disposition des sondages :

Réseau à mailles carrées sur un ensemble à symétrie de révolution.

34. Constitution minéralogique

Les constituants minéralogiques de ces produits sont bien connus par les études faites sur les minerais traités dans cette ancienne laverie.

Les minéraux de gangues sont essentiellement :

— la dolomite, la calcite et le quartz.

Les minéraux utiles étant :

— la smithsonite, la blende, la cérusite et la galène.

Avec le temps tous ces minéraux ont été plus ou moins altérés, la pyrite n'existe plus et la galène restante est altérée en surface.

La smithsonite se retrouve dans toutes les catégories granulométriques. La blende et la galène « mate » sont surtout présentes dans les fractions grossières. La cérusite se trouve de préférence dans les grains fins.

La présence de mixtes constitutifs est certaine et leur influence sur les résultats a été étudiée dans les procédés de traitement finalement retenus.

Le critère de concentration D-1/d-1 le plus défavorable est celui calculé pour la smithsonite en présence de dolomite. Il est de 1,7.

Tableau I

LIMITES DE FRACTION MICRONS(*)	28 SONDAGES Longueur totale 658,4 m				
	Poids	Teneurs		Répartitions	
	%	Pb	Zn	Pb	Zn
+ 300	4,3	0,08	0,64	0,9	1,7
300-74	40,2	0,13	1,38	14,2	34,6
74-34	17,3	0,15	1,14	7,1	12,3
+ 34	61,8	0,13	1,26	22,2	48,6
34-10	20,0	0,31	1,72	16,9	21,4
— 10	18,2	1,23	2,64	60,9	30,0
Ensemble	100,0	0,37	1,60	100,0	100,0

(*) Tamis à 300 microns Cyclone à 74, 34 et 10 microns

Sans atteindre le domaine des séparations impossibles, cette valeur faible indique que, industriellement, les séparations de ces minéraux par voie gravimétrique simple seront *difficiles* à réaliser.

Le choix d'un taux de concentration faible permet de contourner cette difficulté.

35. *L'échantillon d'étude*

L'ensemble des produits sortis des 28 sondages constitue l'échantillon le plus représentatif de cette masse de résidus dont on puisse disposer.

Les diverses tranches pour les essais en laboratoire ont été prélevées dans cet échantillon de 1,5 tonne. Le découpage granulométrique en quatre fractions a été réalisé au fur et à mesure du traitement de chacun des sondages.

La fraction des produits inférieurs à 34 microns est conservée sous eau.

4. *LES ESSAIS DE TRAITEMENT*

41. *Gravimétrie*

Le comportement de ces produits sur les tables de contrôle en laverie et dans les batées conduit immédiatement à essayer d'utiliser ces procédés pour une concentration ou une préconcentration éventuelle.

Les premiers tests ont été faits par simple densimétrie au liquide dense. Ils ont été suivis par des essais à la table à secousses et à la spirale Humphrey's.

411. *Densimétrie*

La fraction granulométrique 44-300 microns a été traitée au tetrabrométhane ($d = 2{,}95$) et la séparation obtenue est donnée au tableau II.

Cette séparation montre la possibilité d'obtenir, pour cette tranche granulométrique, un résidu léger à 0,22 % Zn tout en ayant un concentré à 30 % Zn.

Cette teneur de 30,4 % Zn met en relief la présence de mixtes constitutifs smithsonite-gangue. Leur absence aurait permis de porter la teneur des « lourds » à plus de 40 %.

412. *Tablage*

Parmi les nombreux essais réalisés, nous présentons les résultats obtenus au cours d'un test typique sur la même fraction 44-300 microns (tableau III).

Cette opération met bien en évidence la difficulté de l'opération. Pour cette table fonctionnant en circuit ouvert, le résidu titre encore 0,53 % Zn tout en ayant un « concentré » à 8,5 % Zn.

Il est à remarquer que, pour tous nos essais à la table, il ne nous a pas été possible d'obtenir un résidu à moins de 0,52 %. Par contre, dans tous les cas, le concentré à 3 % Zn s'obtient aisément.

Le fonctionnement en tranche granulométrique plus serrée n'apporte aucune amélioration. La tranche sous 44 microns ne peut être traitée.

Tableau II — Densimétrie

Fraction	*Poids* %	*Teneurs* Plomb	Zinc	*Répartitions* Plomb	Zinc
Lourds	3,3	2,02	30,4	53,1	82,4
Légers	96,7	0,06	0,22	46,9	17,6
Total	100,0	0,12	0,52	100,0	100,0

Tableau III — Tablage

Fractions	*Poids* %	*Teneurs* Plomb	Zinc	*Répartitions* Plomb	Zinc
Concentré	7,0	0,57	8,52	36,2	54,7
Résidu	93,0	0,08	0,53	63,8	45,3
Alimentation	100,0	0,11	1,09	100,0	100,0

Tableau IV — Spirale

Produits	*Poids* %	*Teneurs* Plomb	Zinc	*Répartitions* Plomb	Zinc
Concentré	24,8	0,26	3,59	59,0	66,3
Résidu	75,2	0,06	0,60	41,0	33,7
Alimentation	100,0	0,11	1,34	100,0	100,0

13. Traitement à la spirale

Les mêmes produits ont été traités à la spirale lumphrey's dans des conditions de débit et de isposition de plaquettes variées.

Pour le traitement de la catégorie 74-300 microns u débit de 850 kg/h, les résultats obtenus sont onnés au tableau IV.

Par retraitement de ce concentré, toujours à la spi-ile, nous avons montré la possibilité d'obtenir un oncentré final à 6,32 % Zn tout en ayant un résidu nal se maintenant aux environs de 0,60 % Zn et ans sous-produits.

Tous les essais confirment qu'il est possible, même vec une alimentation couvrant un éventail granulo-iétrique plus large, de maintenir la teneur du résidu ce niveau de 0,6 ‰ zinc. De même, il n'y a aucune difficulté pour conserver la teneur du concentré à 3 % minimum.

Il est bien connu que, dans une spirale, les produits lourds sont récupérés par taille décroissante. Les pertes au résidu sont donc surtout dues à la fine smithsonite.

Aux figures 9 et 10 sur lesquelles est portée l'évolution de la récupération du zinc par tranche granulométrique, le domaine de fonctionnement optimal de ces appareils est bien marqué : 74-150 microns. Le tracé de la récupération cumulée pour des produits de plus en plus fins met en évidence l'effet du mauvais traitement de ces produits fins sur les résultats d'ensemble.

Tous ces essais ont été repris sur une spirale d'origine australienne. Cette spirale Mindep est entièrement caoutchoutée et sa géométrie est légèrement

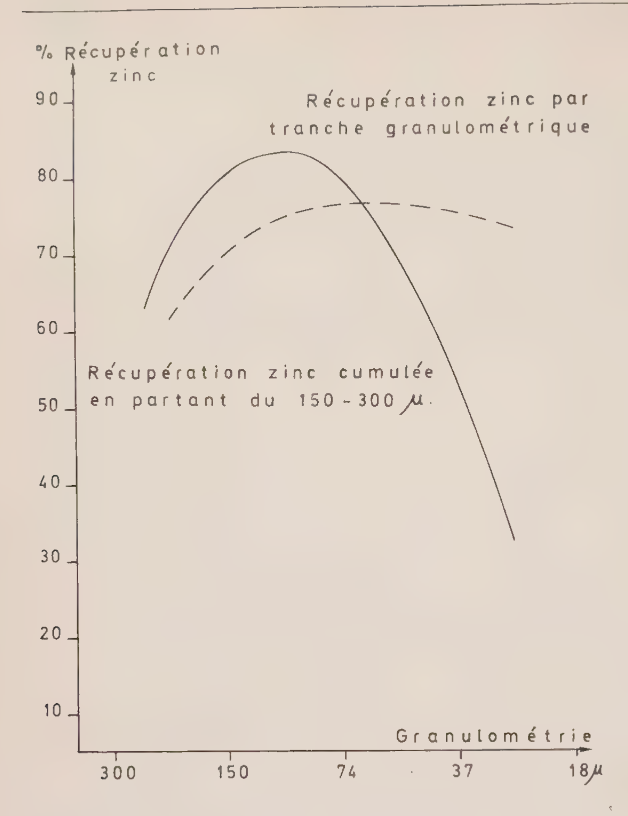


Fig. 9. — Essai à la Spirale le 19 mai 1973.
Echantillon : + 34 microns.
Teneur alimentation : 1,50 % Zn.

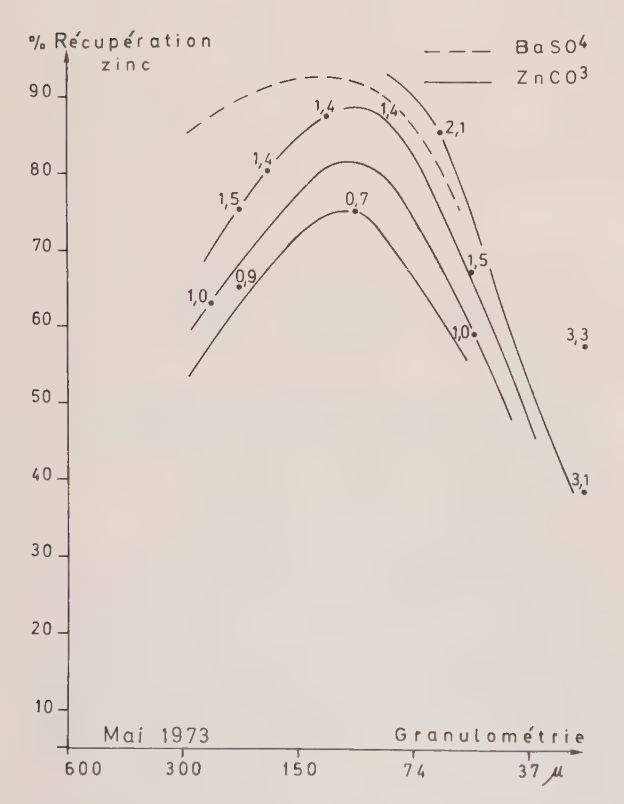


Fig. 10. — Récupération zinc en fonction de la granulométrie et pour diverses teneurs de TV en Zn.
Alimentation : Digue / Soléranche.

différente de celle de la spirale Humphrey's : le pas est plus grand, la coupe n'est pas exactement la même, la position des orifices sur cette coupe est également modifiée.

Il a été possible de reproduire, sur cette spirale à recouvrement lisse, les fonctionnements précédents.

Avec des débits de 1.000 et 1.200 kg/h, les résidus obtenus ont encore été analysés à 0,6 % zinc.

414. *Conclusions de la gravimétrie*

La gravimétrie la mieux adaptée à la granulométrie de ces résidus, la table à secousses, permet d'obtenir des résidus acceptables à 0,53 % zinc, le concentré étant à 4 % zinc minimum.

Sur la spirale, appareil bien moins compliqué et peu onéreux, tant au point de vue prix de revient du fonctionnement qu'au point de vue encombrement, les résultats montrent que le résidu de 0,6 % est facilement réalisable. Le concentré obtenu en une seule opération dépassera rarement 3 %.

Ces préconcentrés et la fraction 0-34 microns restent à traiter en vue d'obtenir des produits marchands ou tout au moins utilisables en vue d'un autre traitement ultérieur.

Seule, la flottation pouvait être envisagée pour cette nouvelle étape.

42. *Flottation*

421. *Généralités*

Comme dit plus haut, la flottation calamine était réalisée dans l'ancienne laverie par une diamine.

Les difficultés de mise en œuvre de ce réactif, son manque d'uniformité et sa grande sensibilité à la présence de produits fins, nous ont fait rechercher un nouvel ensemble de produits pour cette flottation de la smithsonite restant dans les résidus.

La littérature indique la possibilité, dans certains cas, de flotter ce minéral jusqu'à des dimensions de 5 microns. Tous les auteurs sont cependant unanimes à signaler l'effet des slimes sur cette flottation, soit qu'ils conduisent à une consommation prohibitive de collecteur et sulfurant, soit qu'ils empêchent toute flottation ou toute sélectivité.

Aucun résultat n'est obtenu sans desliming et celui-ci est toujours assuré au cyclone de 25 mm qui élimine de façon assez précise les produits plus fins que 10 microns (d90).

Notre pratique et de nombreux essais au cours des années nous ont poussés à rechercher une flottation par tranche granulométrique. Nos traitements ont porté sur les tranches 34-300 et — 34 microns « deslimed ».

Après essais aux amines, diamines et sels d'amine, ous avons finalement adopté comme collecteur acétate d'amine de suif. C'est avec lui que nous vons obtenu en laboratoire les flottations les plus apides et les concentrés les plus propres.

Le protocole mis au point pour la flottation des rains ne s'applique pas à celle des fins.

22. Flottation des grains

Le traitement des produits 34-300 microns en laoratoire se fait d'après le protocole suivant :

— Conditionnement en pulpe épaisse (1000 g/litre) pendant 5 min en présence de :

Sulfure de sodium	1.500-2.000 g/t
Silicate de sodium	250 g/t
Polymère d'acide acrylique	25 g/t
Acétate de stéaryl amine	25-50 g/t

— Légère dilution et flottation en pulpe à 700 g/litre, durée 1 min :

Moussant dowfroth 250	5-10 g/t

— Additions successives et toutes identiques jusqu'à obtention d'un bon résidu, comprenant dans l'ordre :

Sulfure de sodium	250-500 g/t
Silicate de sodium	75-150 g/t
Acétate d'amine	20-25 g/t

Chacune de ces additions est suivie d'une flottation relativement courte, les mousses étant stabilisées au besoin par le dowfroth 250.

Un tel protocole conduit à une consommation d'ensemble pour la flottation des grains :

Sulfure de sodium	3.500 g/t
Silicate de sodium	750 g/t
Polymère d'acide acrylique	25 g/t
Acétate de stéarylamine	100-125 g/t
Moussant	20 g/t

En fait, il faut compter sur une consommation de 2,5 g d'acétate de stéarylamine par kilo de zinc flotté.

Le tableau V donne un bilan d'essais sans relavage et sans produits intermédiaires (essai 1425).

Tableau V

Produit	*Poids*	*Teneurs*		*Répartition*
	%	Plomb	Zinc	Zinc
Concentré	14,6	2,52	33,8	94,1
Résidu	85,4	0,05	0,36	5,9
Alimentation	100,0	0,41	5,24	100,0

Pour un traitement complet sur 50 kg de produits, les résultats sont ceux donnés au tableau VI.

Tableau VI

Produits	*Poids*	*Teneurs*		*Répartition*
	%	Plomb	Zinc	Zinc
Conc. relavé	6,2	2,83	34,2	67,2
Rés. relavage	4,1	1,69	19,6	25,4
Conc. dégrossi	10,3	2,38	28,36	92,6
Résidu	89,7	0,07	0,26	7,4
Alimentation	100,0	0,31	3,16	100,0

Alors que l'essai 1425 donne un concentré à 33 % Zn sans produits intermédiaires, le second essai fait apparaître le besoin d'un relavage pour atteindre 34 % Zn. Le résidu de relavage *rebroyé* donne sans difficulté un concentré de flottation à 35 %.

Tenant compte de cette observation, il faudra éventuellement envisager le rebroyage des résidus de relavage, qui représentent 4 à 5 % de l'alimentation de cette flottation, si l'on désire obtenir de façon certaine un concentré à 33 % zinc minimum.

Pour cette catégorie granulométrique, on peut assurer que le résidu pourra être obtenu à 0,35 % zinc.

423. *Flottation des fins*

Alors que pour le traitement ci-dessus il est nécessaire de travailler en pulpe épaisse, pour combattre le caractère serré des mousses obtenues et avoir une meilleure sélectivité, il faut flotter les fins en milieu plus dilué.

Ceci se fait au prix d'une consommation plus élevée de sulfure et silicate.

Le traitement en laboratoire comprend les étapes suivantes :

— Conditionnement en pulpe épaisse (1000 g/litre) pendant 5 min en présence de :

Sulfure de sodium	1.500-2.500 g/t
Silicate de sodium	500 g/t
Polymère d'acide acrylique	50 g/t
Acétate d'amine	40 g/t

— Dilution et flottation en pulpe à 200 g/litre, durée 2 min :

Moussant dowfroth 250	10 g/t

— Additions successives en doses décroissantes :

Sulfure de sodium	1.000-500-250 g/t
Silicate de sodium	300-200-100 g/t
Polymère	0- 5- 0 g/t
Acétate d'amine	30-25-20 g/t

Chacune des additions est suivie de flottation avec stabilisation des mousses par le dowfroth 250 si besoin.

Ce genre de protocole donne une consommation globale de réactifs qui est la suivante :

Sulfure de sodium	3.000-4.000 g/t
Silicate de sodium	1.100 g/t
Polymère d'acide acrylique	55 g/t
Acétate d'amine	115 g/t
Stabilisant	20 g/t

Les mousses de dégrossissage sont pauvres et un relavage avec dilution est indispensable pour obtenir une teneur suffisante.

Le polymère d'acide acrylique et le silicate au relavage doivent être dosés avec soin pour éviter une dépression totale.

Un essai complet donne le bilan représenté au tableau VII (n° 1.428).

Des essais en circuit fermé (locked test) avec ré-injection du résidu de relavage, nous ont montré la possibilité de maintenir la qualité du résidu sans abaisser la teneur du concentré.

La faible teneur du concentré de dégrossissage est due aux entraînements de fines dans les mousses trop stables de cette opération.

Nous pourrons compter pour cette étape sur un résidu à une teneur de 0,3 % en zinc.

43. *Conclusion de l'ensemble des essais de laboratoire*

— En acceptant un taux d'enrichissement faible, la gravimétrie pourrait traiter une tranche granulométrique allant de 34 à 300 microns. Eliminant 75 % des produits sous forme de résidus à 0,6 % zinc, elle fournirait des préconcentrés à 3 % zinc minimum.

L'utilisation des spirales peut être envisagée.

— En traitant séparément par flottation aux sels d'amine les tranches + 34 microns et — 34 microns « deslimed », on pourra obtenir des concentrés à 33 % de zinc au moins, tout en rejetant des résidus à 0,35-0,45 % Zn.

Tableau VII

Produit	*Poids* %	*Teneurs* Plomb	Zinc	*Répartition* Zinc
Conc. relavé	2,8	6,09	33,8	
Rés. relavage	8,3	1,58	9,0	
Conc. dégrossi	11,1	2,63	15,31	88,5
Résidu	88,8	0,08	0,25	11,5
Alimentation	100,0	0,36	1,92	100,0

— Un rebroyage des résidus de relavage des rains peut être nécessaire pour obtenir le résidu déré tout en ayant un concentré à 33 % Zn.

5. EXPLOITATION DES RESULTATS OBTENUS LES SCHEMAS DE TRAITEMENT

51. *Utilisation prévue pour les produits*

Avant de préciser dans quel sens il fut décidé de oursuivre, il convient de savoir que la Société ispose à Boubeker d'une installation de four rotatif Vaelz.

Cette installation permet de traiter des minerais ou es concentrés de zinc suivant deux principes :

— Volatilisation
— Calcination

Dans le traitement par *volatilisation*, suivant le rocédé Waelz, quelle que soit la teneur du produit l'alimentation du four, le produit final est constitué ar un mélange d'oxydes à forte teneur :

— ainsi, en travaillant sur des concentrés de caamine à 36 % Zn et 2 % Pb, le produit commercialisé itre régulièrement 60 % de zinc pour 3 à 5 % de lomb;

— et, en travaillant sur des scories de four Water acket de la fonderie plomb voisine, les oxydes narchands obtenus en 1975 titraient encore 60 % inc pour 12 à 14 % plomb, alors que l'alimentation tait à 12 % Zn et 3 % Pb.

Dans le traitement par *calcination*, qui se justifie our les carbonates déjà concentrés par flottation, par xemple, le four opère une décarbonatation de la mithsonite et de la gangue carbonatée éventuellenent présente. Pour une alimentation à 39-40 % inc, les calcines marchandes obtenues titraient régulièrement 52 % Zn.

Il va de soi que les produits obtenus lors du etraitement de la digue alimenteront ce four.

La connaissance pratique de ses modes de foncionnement et des frais a permis d'assigner une limite nférieure à la qualité de cette alimentation : sa teneur n zinc sera supérieure à 25 %.

Si cette teneur est supérieure à 38 %, le four pourra ravailler en calcination et produire des calcines narchandes.

Si cette teneur est comprise entre 25 et 38 %, le our travaillera en volatilisation et produira des oxydes narchands.

Les concentrés de flottation que l'on peut espérer btenir lors du retraitement des résidus seront à 33 % uivant ce que les essais laboratoire ont montré. Ils onstitueront donc une alimentation idéale pour la olatilisation.

52. *Les schémas de traitement envisagés*

En considérant le tableau I donnant les teneurs et répartitions des métaux suivant la granulométrie, nous pouvons appliquer les observations faites cidessus aux produits contenus dans la « digue » :

Deux possibilités se présentent :

— Flottation intégrale
— Préconcentration et flottation.

521. *La flottation intégrale*

Dans cette hypothèse, le schéma de traitement serait le suivant :

— Classement de la pulpe par cyclonage en trois catégories :
slimes, — 34 microns, + 34 microns
— Flottation indépendante sur le + 34 et le — 34 microns.

Avec un tel schéma, pour une flottation portant sur 77,5 % du poids total, la récupération zinc serait de 53,8 %.

Le rendement de la récupération zinc en flottation seule : 78,8 %.

Le concentré final pesant 2,62 % du total traité aurait pour analyse :

33,0 % zinc et 2,87 % plomb

Le + 300 microns qui traverse les appareils sans aucun traitement est considéré comme rejeté en bloc.

Le bilan zinc complet de cette opération, tenant compte des observations faites en laboratoire, est donné au tableau VIII.

522. *Préconcentration — Flottation*

Dans ce schéma, le traitement serait le suivant :

— Le préclassement de la pulpe serait le même en :
slimes, — 34 microns, + 34 microns
— Préconcentration du + 34 microns à la spirale.
— Flottation indépendante sur le — 34 microns « deslimed » et sur le + 34 microns préconcentré par spirale.

Dans ce cas-ci, le bilan métal s'établit comme donné au tableau IX.

Pour une flottation portant sur 37 % du poids total, la récupération du zinc serait de 46,1 %.

La récupération du zinc dans le circuit de flottation seul serait de : 86,5 %.

Le concentré final pesant 2,24 % du total traité aurait pour analyse :

33,0 % zinc et 3,34 % plomb.

Tableau VIII — Flottation intégrale

Produits	*Poids* %	*Teneurs* Zinc	Plomb	*Répartitions* Zinc	Plomb
Alimentation	100	1,60	0,37	100,0	100,0
Slimes (rejet)	18,2	2,64	1,23	300,0	
— 34 microns	20,0	1,72	0,31	21,4	
concentré	0,84	33,0	5,33	17,3	12,0
rejet	19,16	0,35	0,09	4,1	
+ 34 microns	57,5	1,31	0,13	46,9	
concentré	1,78	33,0	1,70	36,5	8,19
rejet	55,72	0,30	0,08	10,4	
+ 300 microns (rejet)	4,3	0,64	0,08	1,7	
Conc. global	2,62	33,0	2,87	53,8	20,19

Tableau IX — Préconcentration — Flottation

Produits	*Poids* %	*Teneurs* Zinc	Plomb	*Répartitions* Zinc	Plomb
Alimentation	100,0	1,60	0,37	100,0	100,0
Slimes (rejet)	18,2	2,64	1,23	30,0	
— 34 microns	20,0	1,72	0,31	21,4	
concentré	0,84	33,0	5,33	17,3	12,0
rejet	19,16	0,35	0,09	4,1	
+ 34 mic. spirale	57,5	1,31	0,13	46,9	
préconcentré	17,0	3,00	0,25	31,9	
rejet spirale	40,5	0,60	0,08	15,0	
Flott. du préconc.	17,0	3,00	0,25	31,9	
concentré	1,40	33,00	2,14	28,8	8,11
rejet	15,60	0,30	0,08	3,1	
+ 300 microns non traités	4,3	0,64	0,08	1,7	
Conc. global	2,24	33,00	3,34	46,1	20,11

Ici aussi, le + 300 microns traverse les appareils sans traitement et est considéré comme rejeté en bloc.

53. Comparaison et choix

Les deux schémas conduisent à des concentrés très voisins et parfaitement traitables par volatilisation au four Waelz.

Le second, avec préconcentration, réduit de moitié le tonnage à traiter par flottation au prix de 7,6 points de récupération de zinc.

Calculons la différence de prix de revient du traitement suivant les deux schémas (tableau X) :

Prenons comme base :

Prix de revient du traitement à la spirale :
0,10 DH/t

Prix de revient de la flottation aux amines :
3,50 DH/t

La récupération de 1,23 tonne de zinc en plus grâce à la flottation intégrale se ferait au prix de 1.360 DH.

Le cours du zinc étant à 250 DH/t, le manque d'intérêt de cette opération est évident.

Tableau X

	Flottation intégrale	Préconcentration Flottation
Tonnage à traiter :		
Alimentation	1.000 t	1.000 t
Flottation sur le — 34 microns	200 t	200 t
Tonnage à la spirale	—	575 t
Flottation du + 34 microns	575 t	170 t
Prix de revient :		
Flottation du — 34 microns	700 DH	700 DH
Spirale sur le + 34 microns	—	57,5 DH
Flottation sur le préconc. ou sur le 34 microns	2.013 DH	595 DH
Total prix de revient	2.713 DH	1.352,5 DH
Répartition du zinc métal :		
Dans l'alimentation	16 tonnes	16 tonnes
Dans le concentré global	8,61 tonnes	7,38 tonnes

L'installation prévue pour ce traitement est donc basée sur l'utilisation de la préconcentration.

6. LA NOUVELLE USINE DE TRAITEMENT

Tenant compte de ce qui précède et des difficultés à envisager pour la reprise de ces produits et surtout pour résoudre le problème du maintien de la régularité de l'alimentation, le schéma de traitement adopté est repris en figure 11.

L'ensemble est prévu pour le traitement de 250 t/h de résidus prélevés sur la « digue » et fournis à l'entrée de la laverie sous forme d'une pulpe à 35-40 % de solides.

Il comprend quatre sections :

- le classement avec rejet des slimes (sur 250 t/h)
- la préconcentration (sur 150 t/h)
- la flottation des grains (sur 40 t/h)
- la flottation des fins (sur 50 t/h)

Le débit est choisi de telle sorte que le concentré final soit obtenu au débit de 150 t/jour et puisse justifier la marche du four Waelz existant.

61. Le classement

Cette opération se fait par cyclonage en trois étages.

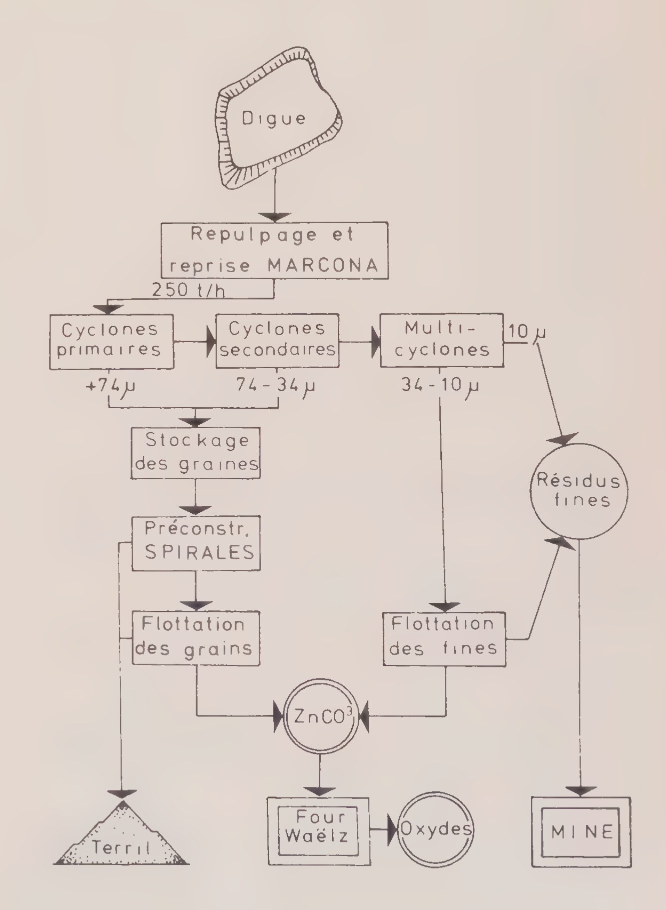


Fig. 11. — Schéma d'écoulement de la laverie « Digue ».

Le premier étage fera une coupure grossière à d_{50} = 74 microns sur la totalité de la pulpe reçue.

Le deuxième étage, traitant la surverse du précédent, fera une coupure approximative à d_{50} = 30-40 microns.

Les sousverses de ces deux cyclonages, soit environ 150 t/h, sont stockés dans un silo spécialement équipé d'un système breveté de reprise et repulpage. Ce silo a une capacité telle qu'il peut contenir les grains reçus pendant quatre heures de marche : 600 t environ.

Il alimente la préconcentration et sert de tampon pour amortir les variations dans la qualité granulométrique de la pulpe reçue.

Le troisième étage de cyclones, équipé en multicyclones de 25 mm de diamètre, éliminera les slimes en donnant un d_{80} aussi petit que possible et calculé pour être inférieur à 10 microns.

Les slimes éliminés (45-50 t/h) seront envoyés dans les anciens travaux souterrains, après récupération de l'eau dans un épaississeur de 50 m de diamètre.

La sousverse de ces microcyclones (50 t/h environ) sert d'alimentation à la flottation des fins.

62. La préconcentration

Les 150 t/h de + 34 microns venant du préclassement, sont réparties sur 108 spirales doubles, Mindep, prévues pour traiter 1,5 à 2,5 t/h chacune.

Ces spirales fourniront 40 t/h de préconcentré à 3 % de zinc au moins. Elles seront réglées de façon à fournir à tout prix un résidu à 0,6 % de zinc *au maximum*.

Le préconcentré alimente le circuit de flottation des grains.

63. La flottation des grains

Après conditionnement en milieu aussi épais que possible, la pulpe de préconcentré de spirale sera flottée *sans* dilution dans une série de 12 cellules « Agitair » 48'' dont les rotors tourneront à la vitesse minimale. Les réactifs et les doses prévues ont été donnés sur base des essais de laboratoire :

Sulfure de sodium :	3.000 g/t
Silicate de sodium :	550 g/t
Polymère :	25 g/t
Noramac S :	110 g/t
Dowfroth 250 :	10-20 g/t

Pétrole et célanol prévus.

Un seul relavage est prévu mais pourra ne pas être nécessaire. La mousse des épuiseuses est réinjectée en tête immédiatement après le conditionneur et en même temps que le résidu de relavage.

Tant que la recirculation des eaux ne sera pas en régime, les consommations de sulfure et de silicate pourront être multipliées par 1,5 et même davantage.

Il faut noter au passage que l'eau « neuve » dont nous disposerons est à 175° de dureté hydrotimétrique et rend l'équilibre de réactif extrêmement difficile à régler. Seule la marche en circuit fermé pour les eaux permettra d'assurer les résultats annoncés.

64. La flottation des fins

Après conditionnement de la pulpe de sousverse des microcyclones sans dilution (60 % de solide), la flottation se fera en milieu très dilué. Une pulpe à 200 g/litre devra donner les meilleurs résultats. Cette flottation est faite dans 32 cellules « Agitair » 48'', à agitation normale.

Un seul relavage est prévu également pour commencer. La formule de réactifs retenue est la suivante :

Sulfure de sodium :	3.000-4.000 g/t
Silicate :	1.000 g/t
Polymère :	60 g/t
Noramac S :	120 g/t

Dowfroth 250, M I C, pétrole, suivant les besoins.

Ici, la recirculation des eaux sera encore plus indispensable et cette flottation ne sera possible que sur une pulpe bien « deslimed ». Le réglage des microcyclones sera déterminant.

65. Résidus et récupération des eaux

Les résidus spirale et ceux de la flottation des grains seront essorés et entreposés dans la plaine à l'ouest de la laverie.

L'eau récupérée va, soit à l'épaississeur de 50 m, soit au bassin de réserve.

Les slimes du dernier étage de cyclonage et les résidus de la flottation des fins sont envoyés dans l'épaississeur.

L'eau claire récupérée est recyclée en laverie et les boues sont envoyées dans les anciens travaux miniers.

L'eau restituée par ces boues, mélangée aux eaux de la nappe, sera reprise par les pompes d'exhaure qui fournissent l'eau neuve de l'installation.

66. Les concentrés

Les concentrés des fins et des grains épaissis dans un appareil de 9 m sont filtrés et envoyés directement au four Waelz par camion.

La sédimentation des fins sera aidée par addition de haux et d'un floculant anionique et l'eau récupérée era recyclée.

7. LA REPRISE

Cet exposé ne serait pas complet si nous ne parlions as du procédé de reprise choisi pour cette opération.

La constitution du cœur de la masse mise en évience par les sondages est une raison suffisante pour liminer tous les procédés de reprise avec manipulaon mécanique :

— Scraper
— Dragline et camion
— Pelles mécaniques et camion
— Rotopelles, etc.

Les méthodes semblant le mieux convenir sont, soit a drague, soit l'abattage hydraulique.

La mise en œuvre d'une drague sous-entend la réation d'une lagune, mais le peu de stabilité proable de l'ensemble fait craindre les effets de la ression hydrostatique qui agirait alors sur la digue ériphérique. Cette solution fut également abandonée.

L'abattage hydraulique classique, au monitor par xemple, peut être envisagé en attaquant l'ensemble 'amont en aval. Cependant, une reprise en plus d'un oint aurait été difficilement imaginable et il n'y urait eu aucune possibilité de contrôle sur la qualité e la pulpe obtenue, tant au point de vue granulonétrique que dilution.

Utilisant le principe de l'abattage hydraulique, ermettant une reprise par le haut, et non par la ranche, le procédé Marcona donne également la ossibilité de travailler en plusieurs points simultanénent. Ce procédé fut adopté.

Le système Marcona est déjà bien connu et utilisé our le chargement et le déchargement de pulpes de ninerai ou concentré dans les bateaux minéraliers pécialement équipés. Il est également employé pour a reprise de haldes et pour l'exploitation de minerai neuble.

71. *Principe de fonctionnement*

Un puissant jet horizontal, oscillant, attaque le épôt, le désagrège et le malaxe. La pulpe obtenue st reprise par une pompe à pulpe dont la crépine est nmédiatement sous le jet.

En pratique, la lance mobile et la pompe à boue ont installées dans une « capsule » (fig. 12). Celle-ci st équipée à sa partie inférieure d'une série de jets fouisseurs » qui, en repulpant les produits, permettent à l'ensemble de descendre dans la masse du dépôt (pour autant que celui-ci soit meuble, évidemment).

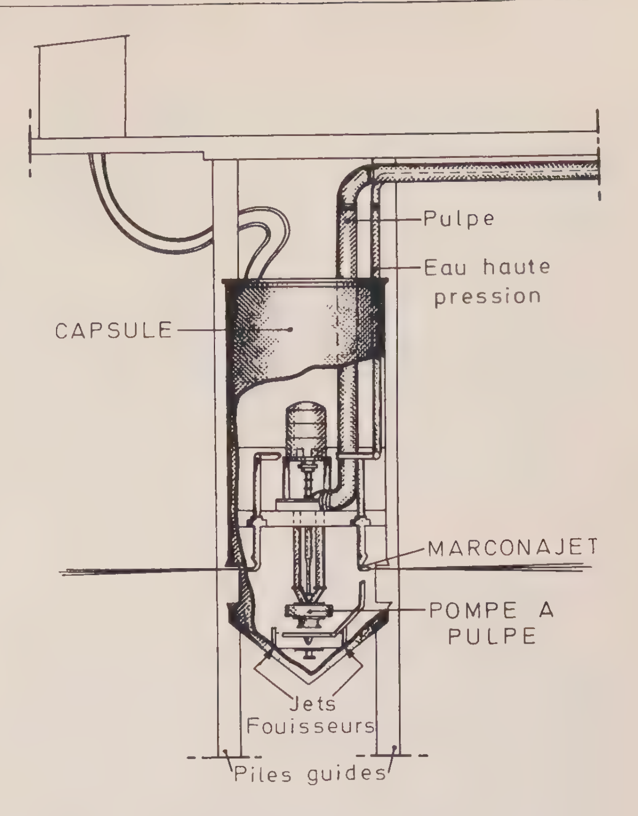


Fig. 12. — Capsule Marcona — Station fixe (principe).

Dès que l'ensemble est suffisamment enfoui (1 à 3 m ou plus, à volonté), la lance oscillante entre en action et attaque la matière qui l'entoure. Sous l'effet de la pression élevée du jet (30 kg/cm^2), le repulpage est extrêmement énergique.

La pulpe obtenue traverse une crépine à orifices de un pouce destinée à retenir les corps étrangers, et est reprise par la pompe à boue.

Autour de cette capsule se forme peu à peu un cratère dont le rayon est fonction de la portée du jet et la pente est dictée par les caractéristiques d'écoulement de la pulpe formée.

Lorsque l'ensemble atteint un profil d'équilibre, l'abattage ne se fait plus. Il suffit alors d'enfoncer une nouvelle fois la capsule.

Il est facile de concevoir le réglage de la dilution :

— En agissant sur l'enfouissement de la capsule, la quantité de matière abattue varie et la pulpe est d'autant plus épaisse que le front d'attaque est proche du jet.

Selon le constructeur, il serait possible de maintenir la densité de la pulpe obtenue au refoulement de la pompe à boue à + ou — un dixième près de la valeur désirée.

72. Les stations

Pour réaliser le mouvement de haut en bas, la capsule est suspendue, soit à un bras de grue, soit à un portique. Une plate-forme qui lui est reliée par câbles et tubes souples porte le poste de commande et la pompe à haute pression.

Cet ensemble constitue une station.

Sur notre « digue », de façon à assurer au mieux l'uniformité de la pulpe arrivant en laverie, il fut décidé de réaliser la reprise simultanément en deux points au minimum, trois si possible.

Dans ce but, on installe actuellement deux stations mobiles et une station fixe.

721. La station fixe

Installée à l'aplomb de la partie fluide de l'ensemble, cette station est destinée à abattre la zone la plus fine de l'amas : vu cette fluidité probable, on pense que cette station assurera la reprise de tout le cœur de l'ensemble.

Quatre piles ont été enfoncées jusque dans le sol ferme. Deux d'entre elles supportent le portique auquel est suspendue la capsule et lui servent de guides.

Une large plate-forme en caisson supporte l'équipement de commande et la pompe HP. Elle est reliée aux piles par un pont léger. De cette plate-forme part la conduite de pulpe allant à la station réceptrice de la laverie.

722. Les stations mobiles

Ces deux stations sont constituées par un caisson sur lequel sont montés les équipements de commande et la pompe HP, mais aussi sur lequel s'articule un mât auquel est suspendue la capsule.

Ces stations sont destinées à la reprise de la partie la plus grossière de l'ensemble. Lorsque la capsule ne pourra plus être enfoncée et que l'abattage deviendra insuffisant, la capsule sera remontée et la plate-forme ripée vers une autre position d'attaque.

73. Caractéristiques

Les trois stations sont équipées de capsules identiques dont les caractéristiques sont les suivantes :

Eau haute pression :	120 m³/h à 30 bars
Pompe haute pression :	250 HP
Pulpe à 35-40 % de solides :	170 m³/h
Produits secs :	90 t/h
Pompe à boues :	70 HP

Les stations ont été calculées pour fournir des pulpes à 35-40 % de solide à la cuve de réception de la laverie.

Les trois stations en service simultané donneront largement les 250 tonnes sèches par heure demandées.

Dans le cas de fonctionnement à deux stations seulement, la pulpe pourra être délivrée à 50 % de solide et le même tonnage sera assuré, ceci, bien entendu, pendant les courtes périodes d'arrêt d'une station, soit pour entretien, soit pour déplacement.

Le fonctionnement idéal sera de régler le débit des trois stations selon les besoins en vue d'obtenir une pulpe globale ayant les caractéristiques moyennes de la « digue », c'est-à-dire :

50-55 % de — 74 microns

Le stockage des grains prévu en laverie dans le circuit de cyclonage et de préconcentration servira à compenser les fluctuations de ces caractéristiques.

REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier ici la Société Z.E.R. pour l'autorisation qui m'a été donnée de présenter cette note aux Deuxièmes Journées de l'Industrie Minérale.

Les gisements métallifères italiens en relation avec les roches mafiques et ultramafiques

Piero ZUFFARDI*

RESUME

Des roches mafiques et ultramafiques, de différents thotypes et différents âges de mise en place, sont résentes dans le territoire italien; des minéralisations résentant parfois un intérêt industriel sont liées à ertaines d'entre elles, d'autres sont pratiquement tériles.

En bref, les plus importantes sont les suivantes :

) les volcanites basiques des plates-formes géorgiennes, liées à de très grands gisements de Pb, Zn, Ag, FeS_2, $BaSO_4$, (Cu,F) de Sardaigne;

) les complexes dioritiques-kinzigitiques anté-calédoniens de Varallo Sesia (Alpes centre-orientales), avec leurs minéralisations à Ni, Co, Cu, (Zn) de type Sudbury ou bien de type « kieslager »;

) les ophiolites mésozoïques de l'Italie septentrionale et centrale, avec leurs minéralisations à Cu, FeS_2, Fe_3O_4, asbeste, talc, stéatite.

L'absence de concentrations à Cr dans les roches e types b et c, et de Ni dans celles de type c, pose des roblèmes métallogéniques, spécialement par comaraison avec les complexes analogues de la Méditerranée orientale.

ZUSAMMENFASSUNG

Mafisches und ultramafisches Gestein aus unterchiedlichen Lithotypen, das sich zu verschiedenen eitpunkten niedergelassen hat, ist auf italienischem ebiet vorhanden ; Mineralisationen, die zuweilen für ie Industrie von Interesse sein könnten, sind mit inigen unter diesen Gesteinsorten verbunden, andere agegen sind praktisch steril.

SAMENVATTING

Mafische en ultramafische gesteenten van verschillende lithotypes en verschillende vormingstijdperken komen voor in het Italiaanse grondgebied ; mineralisaties, soms van industrieel belang, zijn met sommige ervan verbonden, andere zijn nagenoeg steriel.

De voornaamste gesteenten zijn in het kort :

a) de basische vulkanieten van de Georgische erosievlakten, verbonden met zeer grote vindplaatsen van Pb, Zn, Ag, FeS_2 , $BaSO_4$, (Cu,F) in Sardinië ;

b) de voor-Caledonische, dioritisch-kinzigitische complexen van Varallo Sesia (centrum-oostelijke Alpen), met zijn mineralisaties met Ni, Co, Cu, (Zn) van het type Sudbury, ofwel van het type « kieslager » ;

c) de mesozoïsche ofiolieten uit Noord- en Centraal-Italië, met hun mineralisaties aan Cu, FeS_2 , Fe_3O_4 , asbest, talk, steatiet.

Het niet voorkomen van Cr-concentraties in de gesteente-types b en c, en van Ni in die van het type c stelt metallogenische problemen, vooral in vergelijking met de gelijkaardige complexen uit het oosten van het Middellandse Zeegebied.

SUMMARY

Mafic and ultramafic rocks, characterized by different lithotypes and different periods of deposition, occur on Italian territory ; mineral occurrences — some of industrial significance — are linked with certain of these rocks, whilst others are virtually sterile.

* Professeur à l'Université de Milan, Via Botticelli, 23-0133 Milano - Italia.

Kurzum zählen zu den wichtigsten dieser Gesteinsorten :

a) die basischen Ergußgesteine der georgischen Plattformen im Zusammenhang mit sehr großen Pb-, Zn-, Ag-, FeS_2-, $BaSO_4$-, Cu-, F-Lagerstätten in Sardinien ;

b) die vorkaledonischen Diorit-Kinzigit-Komplexe aus Varallo Sesia (Zentral- bzw. Ostalpen) mit ihren Mineralisationen mit Ni, Co, Cu (Zn) vom Typ Sudbury oder auch « Kieslager » ;

c) die Ophiolithe des Mesozoikums aus Nord- und Zentralitalien mit ihren Cu-, FeS_2-, Fe_3O_4-, Asbest-, Talk-, Speckstein-Mineralisationen.

Das Nichtvorhandensein von Cr-Konzentrationen in den Gesteinen vom Typ b und c und von Ni in denjenigen vom Typ c wirft metallogenetische Probleme auf, insbesondere im Vergleich mit den ähnlichen Komplexen im östlichen Mittelmeer.

Briefly, the most important are :

a) the basic volcanites of the Georgian platform, which are associated with very large deposits of Pb, Zn, Ag, FeS_2, $BaSO_4$ (Cu, F) in Sardinia ;

b) the Pre-Caledonian diorite-kinzigite complexes of Varallo Sesia (Eastern Central Alps) with the associated mineral occurrences — Ni, Co, Cu (Zn) of the Sudbury or « kieslager » types ;

c) the Mesozoic ophiolites of Northern and Central Italy, with their occurrences of Cu, FeS_2, Fe_3O_4, asbestos, talc and steatite.

The absence of concentrations of Cr in the rocks of types b and c, and of Ni in those of type c, raises problems in respect of metallogenesis, particularly in comparison with the analogous complexes of the Eastern Mediterranean.

1. *INTRODUCTION*

On connaît, en territoire italien, des roches mafiques et ultramafiques de type et d'âge de mise en place différents. Des minéralisations (parfois d'un remarquable intérêt industriel) sont liées à certaines de ces roches.

En vue d'une description systématique, il convient de les cataloguer selon leur âge de mise en place. Nous soulignons que l'on parle d'âge de mise en place et non pas d'âge de cristallisation, car il y a des preuves qu'une partie des ultramafites se sont consolidées en profondeur et se sont mises en place à l'état solide aux niveaux crustaux où nous les rencontrons.

2. *LES (ULTRA)MAFITES ET LEURS MINERALISATIONS*

21. Le premier épisode sûrement datable de mise en place des roches basiques est Cambrien (Géorgien). La localisation est la Sardaigne sud-occidentale (districts du Sulcis et de l'Iglesiente). Il s'agit de lentilles peu épaisses, mais réparties sur une région de plusieurs centaines de km^2, constituées par de petits laccolites ou filonnets de diabase, et — plus rarement — par des brèches volcaniques

Toutes ces roches sont mises en place dans le membre carbonaté de la série géorgienne (aussi nommé « calcaire métallifère », en raison de la grande richesse des gisements qu'il renferme).

Selon les études de Violo et al., Cocozza et al., il s'agit d'un volcanisme de plate-forme, qui a amené une quantité limitée de matériaux lithoïdes et, par contre, a mobilisé une énorme quantité de métaux (Pb, Zn, Cu,F, Ba : plusieurs millions de tonnes).

Ceux-ci se sont consolidés dans des ambiances particulières (petits bassins côtiers à caractère réducteur, « sabkhas ») et ont été soumis successivement à remobilisation avec reconcentration par effets tectoniques, thermo-métamorphiques et enfin supergènes.

La littérature est très abondante sur ce sujet et nous ne croyons pas utile de la reprendre ici (voir Zuffardi, 1970).

22. Un groupe important de mafites/ultramafites a été mis en place avant le développement du métamorphisme calédonien. Il est parfois accompagné par des minéralisations, utiles ou non.

Il n'est pas toujours possible de bien préciser l'âge de mise en place et de cristallisation. On peut dire que :

221. L'âge de mise en place et de cristallisation est *silurien* pour les laccolites diabasiques de la Sardaigne nord-occidentale (la Nurra), qui sont en relation évidente avec des gisements de fer oolitique (Di Colbertaldo et Venerandi, 1962; Gatzweiler, 1968).

Ces gisements se présentent sous forme de lentilles de tonnage variable entre quelques dizaines de milliers de tonnes jusqu'à quelques centaines de milliers, constituées par des oolites à greenalites-thuringite-sidérite-chamosite-hématite-magnétite-ilménite, avec ciment ferrugineux et argileux. Parfois, des sulfures (de Pb, Cu, Fe, Zn) sont présents, en particulier dans la masse ferrugineuse elle-même.

Les amphibolites et prasinites, peu développées, qui se trouvent dans la même zone et aussi dans

'autres parties de la Sardaigne, se rapportent au ıême cycle magmatique.

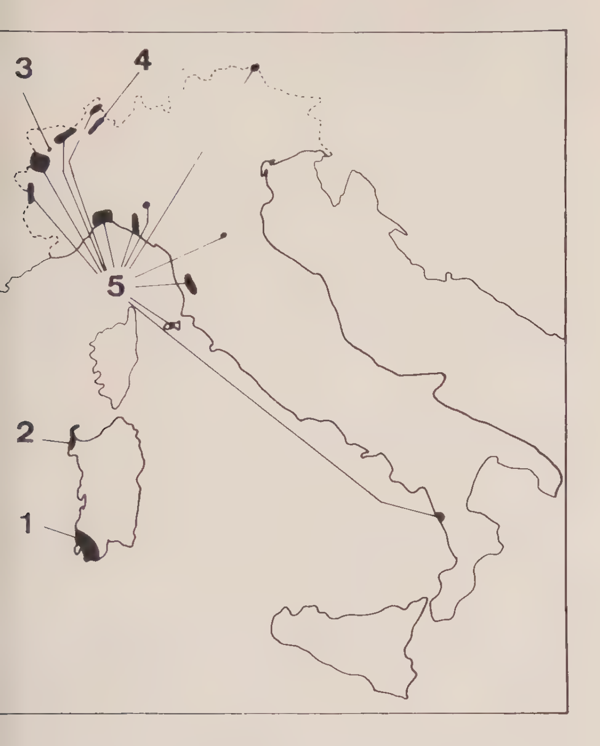


Fig. 1. — Localisation des aires minéralisées.
A Pb, Zn, Ag, FeS_2, $BaSO_4$ (Cu, F) en relation avec le volcanisme basique des plates-formes Géorgiennes.
A Fe, volcano-sédimentaires, Siluriennes.
A sulfures polymétalliques, volcano-sédimentaires, d'âge compris entre Ordovicien sup. et Dévonien inf.
A Ni, Co, Cu (Zn) en relation avec le « complexe dioritique-kinzigitique » anté-Calédonien de Varallo Sesia.
A Cu, FeS_2, Fe_3O_4, asbeste, talc, stéatite en relation avec les ophiolites mésozoïques.

222. Les roches basiques fortement métamorphiées, emballées dans les schistes graphiteux du rand Paradis (Alpes occidentales), associées à de etites concentrations stratiformes sulfurées polyméılliques, ont un âge de mise en place et de cristalliıtion probablement compris entre l'Ordovicien suérieur et le Dévonien inférieur.

223. Le même âge de mise en place mais, au ıoins pour une partie d'entre elles, un âge de crisıllisation plus ancien, est attribué à deux complexes mitrophes et semblables qui se trouvent dans les lpes centro-orientales. C'est-à-dire, le « complexe ioritique-kinzigitique » de la région de Varallo Sesia le complexe aussi métamorphique, mais plutôt sammitique, de la région Strona-Ceneri. Le premier st accompagné par plusieurs types de minéralisaons; le deuxième est pratiquement stérile.

Sur la base d'études sur les métamorphismes qui ffectent les roches, Peyronel-Pagliani et Boriani proosent un âge de mise en place pré-calédonien.

Pour donner quelques détails sur la région Ivrea-Verbano, on peut dire que ce complexe est constitué par une série de paragneiss à haut degré de métamorphisme, renfermant parfois des bancs de marbre et d'amphibolite et de nombreux types de métabasites et métasédiments, à faciès granulitique.

On peut distinguer une masse basique principale allongée nord-sud, passant vers l'ouest à une formation étroite et discontinue d'ultra-basites et vers l'est à une bande également étroite à composition dioritique.

Quelques fragments d'ultramafites sont présents également dans la masse basique principale. Ce complexe est recoupé par une faille à l'ouest et entouré par des kinzigites renfermant des lentilles de granulite ou d'amphibolite.

Les gisements ont été exploités au Moyen-Age, au siècle passé et pendant la dernière guerre, puis abandonnés immédiatement après.

On distingue trois types de gisements, à savoir :

a) Dans les différentiations ultramaphiques (souvent pyroxénites), avec la paragenèse suivante (en ordre de fréquence décroissant) : pyrrhotine, pentlandite, chalcopyrite, accessoires : marcasite, pyrite, bravoïte, sperrylite, ilménite, magnétite, hématite, chromite, blende, mackinawite, graphite.

   La forme de la minéralisation consiste en nodules éparpillés, ou bien groupés en flammes ou encore en petites veinules formant un stock-werk. La texture est typique d'une concentration liquide-magmatique, comme celle de Sudbury, à l'échelle près, bien entendu.

   Les localités typiques sont Campello Monti, Fobello, Scopello, où l'on produisit, à la fin de 1800, un tout-venant avec presque 1 % de Ni, 1 % de Co, 0,5 % de Cu.

b) Dans les kinzigites, mais en relation étroite avec des métamafites, la paragenèse est : pyrrhotine, chalcopyrite, pyrite; accessoires : blende, ilménite, magnétite.

   La texture est typiquement celle des « kieslager ».

   Les localités typiques sont Migiandone, Nibbio, Gurrago, qui ont été exploitées (mais non épuisées) seulement en temps de crise et produisaient un tout-venant avec presque 5 % de Cu.

c) Dans les mêmes kinzigites, en relation avec des horizons carbonatés, très siliceux, avec l'aspect d'un skarn (probablement produit du métamorphisme d'une mince série à roches carbonatées et à jaspes), on rencontre des anomalies positives à Mn. Leur paragenèse est : rhodonite, braunite, manganite, grenat manganésifère. La localité typique est Ravinella.

L'intérêt pratique de cette dernière minéralisation est nul, mais non pas son intérêt scientifique, car en faisant abstraction du métamorphisme intense qui affecte les roches, on serait en présence de la classique trilogie ophiolitique (Omenetto et Brigo, 1974), constituée par des mafites/ultramafites de consolidation profonde, des jaspes, des roches basiques effusives.

23. Dans la Carnia (Alpes Orientales), une série à diabases spilitiques, diabases à pillow-lavas, kératophyres, quartz-kératophyres et pyroclastites est comprise dans le Carbonifère inférieur et affleure sur une distance est-ouest de 25 km, près du Mont Dimon.

Du point de vue de la lithologie et de l'âge de mise en place, la ressemblance avec la série volcano-sédimentaire viséenne-tournaisienne de la province pyriteuse sud-ibérique est remarquable; mais dans la série italienne, aucune minéralisation n'est connue.

24. Comme faciès différencié et tout à fait occasionnel des magmatismes granitiques hercynien ou alpin, on connaît de nombreux exemples de roches lamprophyriques et spessartitiques, qui sont généralement stériles.

Dans les batholites hercyniens de Sardaigne, quelques-uns (Bortigiadas, près de Tempio) renferment des dispersions syngénétiques à basse teneur de chalcopyrite et de pyrite liées à des lamprophyres.

25. Le plus grand complexe ophiolitique d'Italie a été mis en place pendant l'intervalle de temps entre le Jurassique et le Crétacé supérieur.

Ces roches sont présentes dans une grande partie de l'arc alpin, à partir des Alpes Maritimes jusqu'à la haute vallée du fleuve Adige; elles sont aussi présentes dans les Apennins de la Ligurie, de l'Emilie occidentale et de la Toscane; elles ne sont pas connues dans la section centrale d'Italie, mais réapparaissent en Calabre et sont reliées à celles de l'Ile d'Elbe et de la Corse.

Les lithofaciès mettent en évidence l'effet du métamorphisme alpin spécialement le long des Alpes; dans les Apennins, ils apparaissent comme de grands olistolites, emballés dans les « argiles écailleuses ».

La série ophiolitique des Alpes est assez différente de celle de la Ligurie-Toscane; en effet, les deux débutent par un complexe à ultramafites avec structure tectonique et à gabbros cumulitiques, souvent fortement serpentinisés.

Elles sont recouvertes, dans les Alpes, par la « série de calcschistes avec pierres vertes », qui est constituée par des métasédiments pélitiques-carbonatés, prasinites, amphibolites parfois interprétées comme métabasites et métatuffites. Des fragments de croûte sialique sont intercalés entre les deux en certains endroits.

Au contraire, la série mafique/ultramafique de base est recouverte, en Ligurie-Toscane, par des jaspes, des ophicalcites, des diabases parfois avec structure en coussins, et des brèches volcaniques. A leur tour, ces roches sont couvertes par des sédiments carbonatés et — plus haut — pélitiques.

Dans la série Alpine, on trouve des concentrations de magnétite (Vallée d'Aoste) ou bien d'asbeste (Balangero, près de Turin, le plus grand producteur d'asbeste de l'Europe occidentale) dans des serpentinites; des minéralisations du type « kieslager » sont présentes dans la série à calcschistes et roches vertes, généralement en corrélation évidente avec les métavolcanites (Alagna, dans les Alpes orientales, en est le plus bel exemple).

Dans la série Ligurienne-Toscane, les roches du complexe inférieur sont pratiquement stériles.

On rencontre parfois des veines et des veinules de pyrite/chalcopyrite dans les diabases et les gabbros, généralement inexploitables, sauf à l'intervention d'un intense enrichissement supergène, comme il est arrivé à Montecatini (Toscane). Les diabases à structures en coussins renferment des concentrations, quelquefois d'intérêt économique, à Cu, soit sous forme de veines et veinules en stock-werk, soit le long des zones faillées, soit sous forme de concentrations massives à pyrite/chalcopyrite dans les zones *sommitales* des édifices diabasiques : Libiola en Ligurie orientale est l'exemple le plus connu de ce type.

Des concentrations, non négligeables, de manganèse sont présentes dans les jaspes : le gisement de Gambatesa (Ligurie orientale) a produit jusqu'à présent quelques millions de tonnes de concentrés manganésifères.

De toutes petites concentrations de talc et de stéatite sont également présentes (Val Malenco, Alpes centrales).

Le Cr, le Ni et le Pt sont de véritables raretés. On connaît des concentrations négligeables de Cr dans des serpentinites de la Ligurie orientale (Ziona, Canegreca).

En ce qui concerne le nickel, il faut signaler que ses teneurs moyennes, dans les serpentinites, ne sont pas tellement basses (0,17-0,18 %), spécialement si l'on considère la possibilité de le récupérer comme sous-produit d'autres minéraux (asbeste, fer). Le minerai nickelifère des serpentinites est la josephinite, tandis que la pentlandite — qui est le minerai nickelifère des ultramafites — est absente (Zucchetti, 1967).

Avant de conclure ce paragraphe sur les ophiolites mésozoïques, il faut faire encore une remarque : bien qu'elles appartiennent au même cycle magmatique que celles de la Yougoslavie, de la Grèce, de la Turquie, et renferment des lithofaciès tout à fait semblables, la chromite et le nickel — qui sont tellement fréquents et qui constituent des gisements remar-

quables dans les derniers pays cités — sont pratiquement absents dans les ultramafites italiennes. Ce peu enviable privilège pour l'industrie italienne, mérite d'être expliqué : nous y reviendrons plus loin.

3. *REFLEXIONS ET DEDUCTIONS*

La description, bien schématique, des roches mafiques et ultramafiques italiennes et de leurs minéralisations nous amène à faire quelques réflexions.

La plus importante est la distribution non-uniforme du nickel et du chrome dans les mafites/ultramafites de la région méditerranéenne.

A noter que, selon Jankovic (1963, 1974), quelques-unes des ophiolites yougoslaves renfermant des dépôts de chromite seraient paléozoïques, donc en liaison possible avec le complexe anté-calédonien des Alpes centre-orientales, déjà cité.

La corrélation des événements volcaniques basiques dans les Alpes et dans la Méditerranée orientale serait donc très étroite.

Pour ce qui concerne le nickel, il ne semble pas qu'il s'agisse d'une différence entre la distribution primaire, dans les ultramaphites et dans les serpentinites connexes, qui est plutôt constante (0,17-0,30 %) mais de l'existence, dans la région balkanique, des latérites nickelifères, formées aux dépens des mafites/ultramafites.

D'autre part, on a de bonnes évidences (Pumo, 1973) que la latéritisation a été précoce : Ante-Tertiaire moyen-inférieur. On ne peut donc exclure la possibilité (ou, au moins, l'espérance) que de telles latérites soient cachées en Italie à la base des formations cénozoïques, recouvrant les ophiolites du Mésozoïque.

La distribution différente de la chromite peut être expliquée sur la base de l'absence (ou, du moins, la rareté) des dunites, des troctolites, des harzburgites dans le complexe de Varallo Sesia et dans les ophiolites mésozoïques italiennes, et — par contre — par la présence de ces trois lithotypes dans les complexes équivalents de la Méditerranée orientale.

Il est bien connu, en effet, que la chromite se concentre dans les différentiations dunitiques-troctolitiques-harzburgitiques des complexes mafiques/ultramafiques.

Or, leur absence est bien explicable dans le complexe de Varallo Sesia, dont la composition moyenne est de moyenne basicité, et — par conséquent — peut donner difficilement, par différentiation, des termes ultramafiques ; du moins, il ne peut donner ceux-ci en abondance.

Cette explication ne tient pas pour les ophiolites mésozoïques des Alpes, car celles-ci renferment bien des roches ultramafiques (spécialement dans les domaines des Piedmonts) : les dunites — troctolites — harzburgites y sont toutefois très rares et les occasionnelles (et maigres) concentrations de chromite se trouvent dans des lherzolites.

Tout au contraire, les différentiations ultrabasiques sont abondantes dans le domaine de la Méditerranée orientale; en effet Nicolas et Jackson (1973) ont défini deux provinces dans les ophiolites méditerranéennes, à savoir : une province lherzolitique dans les Alpes et une province harzburgitique dans la zone orientale.

La différentiation trop limitée, dans les Alpes, aurait donc empêché la formation de concentrations chromifères; celle-ci aurait été favorisée, au contraire, par la différentiation poussée dans la Méditerranée orientale.

Bien sûr, on pourrait faire aussi une autre hypothèse, c'est-à-dire que le contenu de chrome ait été différent dans la croûte maphique sous-jacente dans les deux régions. Evidemment, pour vérifier laquelle de ces deux hypothèses est la plus probable, il suffirait de contrôler si la distribution globale du chrome (concentration plus dispersion à niveau de clarke dans les différents lithotypes) est ou non la même par rapport à la masse globale des ophiolites dans les deux régions.

Il faut encore remarquer qu'il y a probablement une nette différence entre les conditions géo-dynamiques qui ont réglé la mise en place des ophiolites mésozoïques : sans entrer dans des détails (pour lesquels on pourrait consulter la littérature spécialisée), il y a de bonnes raisons pour croire que les Alpes ont constitué une zone de « rifting », tandis que plus au sud-est se sont réalisées des conditions de mer ouverte, avec « spreading » bien développé.

La subduction, elle-même, doit avoir été différente dans les deux régions : très limitée dans les Alpes, et bien développée dans la Méditerranée orientale : l'absence de gisements de cuivre porphyrique dans les Alpes et leur présence dans les Balkans en seraient une conséquence et une preuve.

Ces différences dans les conditions géo-dynamiques, pendant la mise en place des ophiolites, pourraient évidemment être mises en relation avec les différences dans l'évolution de leurs différentiations.

BIBLIOGRAPHIE

BEZZI A., PICCARDO G.B. (1971) — « Caratteristiche Chimiche e fisiche di cromiti delle ultra-mafiti cumulitiche del Massiccio del Bracco (Appennino ligure) ». *Ann. Mus. Civ.* St. Nat. Genova, 78.

BRIGO L. (1975) : — « Moderni criteri di ricerca geo-mineraria nella zona Ivrea-Verbano » (sous presse).

BRIGO L., FERRARIO A. (1974) — « Le mineralizzazioni nelle ofioliti della Liguria Orientale » *Rend. Soc. Ital. Min. Petro.*, XXX.

COCOZZA T., JACOBACCI A., NARDI R., SALVADORI I. (1974) — « Schema stratigrafico-strutturale del Massiccio Sardo-Corso e minerogenesi della Sardegna ». *Memorie Soc. Geol. Ital*, XIII.

DAL PLAZ G.V., (1971) — « Alcune considerazioni sulla genesi delle ofioliti piemontesi e dei giacimenti ad esse associati ». *Boll. Ass. Min. Subalpina*, VIII, 3-4.

DI COLBERTALDO D., VENERANDI I. (1962) — « Il giacimento ferrifero della Nurra nella Sardegna Nord-Occidentale ». *Atti Soc. It. Scienze Nat. Milano.*

GALLI M., BEZZI A., PICCARDO G.B., CORTESOGNO L., PEDEMONTE G.M. (1972) — « Le ofioliti dell'Appennino Ligure : un frammento di crosta-mantello « oceanici » dell'antica Tetide ». *Mem. Soc. Geol. Ital.*, XI.

GATZWEILER R., (1968) — « Lagerstättenkundlich-Petrographische Untersuchungen der oolithischen Eisenerzlagerstätten der Nurra-Nordwest Sardinien ». *Dissertation, Technische Hochschule*, Aachen.

JANKOVIC S. (Editor) (1974) — « Metallogeny and concepts of the geotectonic development of Yugoslavia ». *Fac. of Mining and Geology, Belgrade University.*

JANKOVIC S. (1963) — « Prospecting for Chromite deposits in Yugoslavia » in : « Methods of prospection for Chromite » *OECD*, 1963.

NICOLAS A., JACKSON E.D. (1973) : « Répartition en deux provinces des péridotites des chaînes alpines longeant la Méditerranée : implication géotectonique », *Schweiz. Min. Petr. Mitt.*, 52.

OMENETTO P., BRIGO L. (1974) — « Metallogenesi nel quadro dell' orogene ercinico delle Alpi (con particolare riguardo al versante italiano) » *Mem. Soc. Geol. Ital.*, XIII.

PEYRONEL-PAGLIANI G., BORIANI A. (1967) — « Metamorfismo crescente nelle metamorfiti del « Massiccio dei Laghi » nella zona bassa Val d'Ossola-Verbania », *Rendiconti Soc. Min. Ital.* XXIII.

PUMO F. (1973) — « Données générales sur les gîtes minéraux de l'Albanie et caractères particuliers de ses importants gisements de nickel latéritique », *Chronique des Mines*, 41e, 416, sect. II, n° 6.

ROUTHIER P. (1963) — « Les gisements métallifères », Masson & Cie, Paris.

VIOLO M., GANDIN A., PADALINO G. (1974) — « Correlation between sedimentation environment and ore-prospecting ». *Soc. It. Min. Petr.*, XXX.

ZUCCHETTI S. (1967) — « Presenza e distribuzione di un ferro-nichel nativo del tipo josephinite nel giacimento asbestifero di Balangero ». *Acc. Naz. Lincei*, n° 3-4, Serie VIII, Vol. XLIII.

ZUFFARDI P. (1970) — « Les gisements de plomb, de zinc et du baryum en Sardaigne : un exemple de permanence, de polygénétisme et de transformisme » *Annales Soc. Géologique de Belgique* 92 (III).

DISCUSSION

P. Routhier

C'est la première fois que l'on rassemble les données sur les minéralisations des ophiolites italiennes.

Parmi les nombreuses questions passionnantes soulevées par P. Zuffardi, celle de l'absence de quantités notables de chromite dans la roche considérée mérite un examen attentif.

Il me semble que les métallogénistes doivent encore faire quelque chose : étudier la répartition du *chrome* dans les ophiolites et les sites minéralogiques de ce métal, sites qui dépendent des conditions thermodynamiques de mise en place.

P. Zuffardi

La proposition de P. Routhier est vraiment très importante, et peut aboutir à des résultats intéressants, autant du point de vue scientifique que du point de vue pratique industrielle.

Nos études sur les minéralisations des ophiolites ont commencé depuis quelques années et nous en sommes encore au stade de la géologie et de la pétrographie de détail.

La caractérisation géochimique et minéralogique du chrome (et du nickel) est, en ce moment, peu avancée ou bien partielle (voir : Bezzi - Piccardo (1971) et Zucchetti (1967).

Bien sûr, nous mettrons au programme l'intensification de ce type d'étude, comme il est suggéré par P. Routhier.

Géothermie et théories métallogénétiques

iorgio MARINELLI *

RESUME

Deux domaines des Sciences de la Terre, la géo-hermie et la gîtologie, étudient depuis longtemps uelques problèmes semblables par des approches et es méthodes différentes et dans des buts tout à fait ndépendants.

Un examen, même préliminaire, de la production cientifique récente en ces domaines, amène à cons-ater que la géothermie et l'étude des gîtes hydro-hermaux sont en train de se développer par des voies arallèles qui ne se rencontrent que rarement et resque par hasard.

Un exemple typique de ces différentes optiques est iscuté dans cette note. Il s'agit des hypothèses qui oncernent l'origine et la circulation en profondeur es eaux chaudes et salées liées à la mise en place et u refroidissement des stocks magmatiques. On xamine la possibilité qu'un recyclage par convection hermique dans un système magmatique ouvert soit à a base de la formation de nombreux gisements ydrothermaux. Cela semble valable surtout dans des ystèmes où des stocks acides et légers pénètrent des éries volcaniques ou volcano-sédimentaires.

ZUSAMMENFASSUNG

Erdwärme und Lagerstättenkunde sind Wis-enschaften, die sich mit der Erde bzw. seit langer Zeit nit einigen ähnlichen Problemen befassen, an die sie nit unterschiedlichen Methoden herangehen und de-en Zielsetzungen ganz unabhängig voneinander sind.

Eine noch so vorläufige Untersuchung der neulichen vissenschaftlichen Produktion auf diesen Gebieten ührt zu der Feststellung, daß die Erdwärme sowie die Intersuchung der hydrothermalen Lagerstätten zur eit Parallelbahnen verfolgen, die sich nur ganz selten nd beinahe zufällig treffen.

SAMENVATTING

Twee domeinen van de Aardwetenschappen, de geothermie en de « gitologie », bestuderen sedert geruime tijd enkele gelijkaardige problemen door verschillende benaderingen en methodes en met volkomen onafhankelijke doeleinden.

Een onderzoek, zelfs voorlopig, van de recente wetenschappelijke produktie in deze domeinen leidt tot de vaststelling dat de geothermie en de studie van de hydrothermale afzettingen zich gelijklopend ontwikkelen en mekaar slechts zelden en bijna per toeval ontmoeten.

Een typisch voorbeeld van deze verschillende standpunten wordt in dit bericht besproken. Het zijn de hypotheses betreffende de oorsprong en de dieptecirculatie van warm en zout water verbonden met de intrusie en de koeling van de magmatische stocks. Men onderzoekt de mogelijkheid dat een recyclage door thermische convectie in een open magmatisch systeem ten grondslag zou liggen aan de vorming van talrijke hydrothermale afzettingen. Dit blijkt geldig te zijn vooral in systemen waar zure en lichte stocks vulkanische of vulkanisch-sedimentaire reeksen binnendringen.

SUMMARY

Two branches of the earth sciences — geothermics and the study of ore deposits — have for a long time been examining certain similar problems using different approaches and methods, and with entirely independent aims.

Even a cursory view of the information recently obtained in these fields leads to the conclusion that the studies of geothermal phenomena and of hydrothermal deposits are developing along parallel lines, meeting only rarely — and that by chance.

Professeur, Istituto di Mineralogia e Petrografia, Universita degli Studi di Pisa, 53, Via Santa Maria - 56100 Pisa - Italia.

Ein typisches Beispiel für diese verschiedenen Zielsetzungen wird in dieser Notiz erörtert. Es handelt sich um Hypothesen betreffend die Herkunft und den Umlauf in der Tiefe von Warm- bzw. Salzwasser, verbunden mit dem Einsatz sowie dem Abkühlen der magmatischen Stöcke. Vielleicht besteht die Möglichkeit, daß eine Kreislaufbewegung durch Wärmeumwälzung in einem offenen magmatischen System der Bildung zahlreicher hydrothermaler Lagerstätten zugrundeliegt. Es hat den Anschein, daß dies vor allen Dingen bei den Systemen zutrifft, wo leichte und saure Stöcke in vulkanische oder vulkanisch-sedimentäre Reihen eindringen.

One typical example of these different viewpoints is discussed in this note, namely, the hypotheses as to the origin and the circulation at depth of the hot saline waters associated with the deposition and cooling of the magmatic stocks. The article further examines the possibility that recycling — due to thermal convection in an open magmatic system — underlies the formation of many hydrothermal deposits. This hypothesis appears to hold good primarily in systems where light, acid stocks penetrate into volcanic or volcano-sedimentary deposits.

En 1970, les Nations Unies avaient organisé à Pise (Italie) un symposium sur les développements et l'utilisation des ressources géothermiques. Les quelque 200 contributions présentées à ce symposium (plus de 2.000 pages), dont environ un tiers concerne les systèmes hydrothermaux, ont paru dans trois volumes de la revue « Geothermics ».

En consultant (d'une façon non systématique, précisons-le) quelques revues spécialisées dans le domaine des gîtes hydrothermaux pour les années 1973, 1974 et 1975, je n'ai pu trouver ne serait-ce qu'une seule référence bibliographique à l'une quelconque des notes présentées à ce colloque international de géothermie.

Mon travail aurait-il été plus exhaustif et aurais-je dès lors trouvé quelques références à cette réunion : cela n'aurait guère changé grand-chose à la triste constatation que deux domaines tels que la géothermie et la métallogénie hydrothermale, quoiqu'ils aient d'importants points en commun, se développent le long de voies tellement parallèles qu'ils ne se rencontrent que rarement et presque par hasard.

La constatation de ce développement parallèle et apparemment séparé par des cloisons étanches m'a convaincu que des réflexions sur l'état des connaissances dans le domaine de la géothermie et dans celui des gisements hydrothermaux pourraient avoir quelque utilité et permettre d'aborder certains problèmes de la métallogenèse d'un point de vue un peu différent de celui que l'on prend d'habitude, et qui pourrait se révéler fécond.

Depuis plus d'un siècle, les hypothèses métallogénétiques associent étroitement concentration des minéraux de métaux lourds et intrusions magmatiques. Ce rapprochement au départ était strictement pragmatique : la plupart des gisements métallifères se trouvaient en effet à proximité de massifs intrusifs et leur fréquence diminuait en s'éloignant de ces derniers.

Plus tard, les études portant sur la cristallisation fractionnée des magmas en profondeur et sur les affinités géochimiques vinrent renforcer les observations et les hypothèses et conduisirent à une théorie métallogénique « orthodoxe ». Celle-ci attribuait aux fluides résiduels de la cristallisation magmatique opérée en profondeur la quasi-totalité des gisements dans lesquels l'accumulation de phases solides contenant les métaux lourds résultait de la précipitation aux dépens de solutions aqueuses circulantes.

Cette théorie, que l'expression heureuse et un peu méchante de K.B. Krauskopf qualifie de « populaire », est toujours à la base de la plupart des hypothèses métallogénétiques des gîtes hydrothermaux.

En effet, les recherches modernes qui attribuent à certains gisements stratiformes une origine sédimentaire n'ont pas changé les postulats de la théorie hydrothermale par le seul abandon de la présomption de l'unitarisme génétique.

Le stade aigu de la polémique entre « magmatistes » et « sédimentaristes », que le manichéisme de certains chercheurs avait parfois transformée en lutte pour arracher des gisements à l'hypothèse rivale, est à présent apaisé, mais on risque par contre une radicalisation des deux théories.

Des résultats importants ont été atteints ces dernières années dans le domaine de la chimie et de la thermodynamique des solutions hydrothermales. Un départ pragmatique et très objectif — l'étude des inclusions fluides — permit de constater que les sels les plus répandus et les plus abondants en profondeur sont les chlorures (Roedder, 1972). Que ces inclusions, très fréquentes dans les minéraux quelle que soit leur origine, contenaient souvent des microcristaux de sel gemme et de sylvite, on le savait dès la fin du siècle dernier, mais le manque de techniques adéquates pour les analyser avait empêché d'en évaluer l'importance.

Les rapports Cl/F/OH dans les minéraux oxhydrilles, tels que la hornblende, la biotite et l'apatite, ont montré que les fluides magmatiques étaient également salés (Parry, 1972 ; Roegger et al., 1974).

conduites dans le but de savoir si une plus forte salinité des fluides dans les massifs intrusifs correspondait à des minéralisations plus importantes, ces recherches signifiaient une acceptation implicite de l'hypothèse que ces fluides salés étaient d'origine magmatique.

Cette hypothèse d'ailleurs était soutenue plus ou moins explicitement par plusieurs chercheurs (Holland, 1972 Rye et Sawkins, 1974 ; Whitney, 1975), cependant que d'autres auteurs esquivaient le problème.

L'hypothèse d'une origine non magmatique des fluides métallogénétiques s'est imposée ces dernières années seulement grâce aux travaux sur les isotopes stables, surtout ceux de l'hydrogène et de l'oxygène. Ainsi, Shapper et Taylor (1974) soutiennent que, pendant le refroidissement d'un massif intrusif, il y a mélange entre fluides magmatiques et superficiels ; Ohmoto et Rye (1974) suggèrent que le gisement classique de Kuroko au Japon a été engendré par circulation convective d'eau de mer et cela, pour la partie tant stratiforme que filonienne de ce dépôt. Il faut rappeler que l'idée de la circulation convective d'eau de mer chaude avait été déjà envisagée par Bartholomé (1969) pour expliquer les grands phénomènes d'albitisation. D.E. White, qui jadis penchait pour une origine magmatique (1957), essaie de faire une classification des fluides hydrothermaux (1974). Selon cet auteur, il y aurait cinq classes différentes de fluides : météoriques, océaniques, « connés évolués », métamorphiques et magmatiques ; ceux d'un gisement hydrothermal feraient partie de l'une ou de l'autre classe ou résulteraient d'un mélange de deux ou plusieurs classes de fluides. A mon avis, il s'agit là d'une tentative peu prudente, car, comme tout le monde le sait, « natura non facit saltus ».

La recherche dans le domaine de la géothermie date d'une vingtaine d'années à peine. Utilisée pendant un demi-siècle dans un seul endroit au monde, en Toscane, trop longtemps la géothermie n'a stimulé l'activité intellectuelle que de quelques chercheurs locaux (Marinelli, 1963). Les fluides chauds (dont on exploitait l'acide borique au cours du siècle passé, et dont on utilise l'énergie pour la production d'électricité depuis le début de ce siècle-ci) étaient tout naturellement pour tout le monde d'origine magmatique, par analogie avec les gisements hydrothermaux. En effet, la concentration élevée en acide borique de la vapeur semblait indiquer une parenté flagrante avec la richesse en tourmaline des produits ultimes de la cristallisation des granites.

Le premier modèle théorique du champ géothermique de Larderello (Goguel, 1953) fut formulé un demi-siècle après qu'eut été réalisé le premier essai de production d'électricité par vapeur naturelle (1904). Ce modèle envisageait une circulation convective d'eau d'origine superficielle, réchauffée en profondeur par la chaleur d'une intrusion magmatique probable.

En 1961, à la Conférence des Nations Unies sur les sources nouvelles d'énergie tenue à Rome, Facca et Tonani (1961) présentèrent un modèle complet, géologique et géochimique, d'un système géothermique qui acceptait les idées de Goguel sur la circulation convective des fluides chauds et leur origine superficielle. A cette conférence, les partisans d'une origine magmatique des eaux venues droit des profondeurs à la surface étaient nombreux, peut-être majoritaires. Neuf ans plus tard, au Symposium de Pise, les « magmatistes » avaient complètement disparu !

L'hypothèse d'une origine profonde des fluides géothermiques achoppait sur l'aspect volumétrique du problème (exiguïté de l'apport éventuel d'eau magmatique dans des formations rocheuses superficielles imprégnées d'eaux de pluie infiltrée; Marinelli, 1963), sur la géochimie (Tonani, 1970) et surtout sur les rapports isotopiques (références in : White, 1974).

Comme le but de la recherche géothermique est d'exploiter l'énergie des fluides chauds, il faut se préoccuper de leur renouvellement et donc essayer d'en connaître la provenance.

En acceptant une origine superficielle des fluides géothermiques (du moins de la partie aqueuse de ces fluides) et une origine magmatique de la source de chaleur qui alimente la convection thermique, il semble difficile d'accepter un modèle où le magma avec ses composants fluides serait isolé du système hydrothermal à fluides d'origine superficielle.

L'échange thermique entre roches chaudes (à faible conductivité et à faible chaleur spécifique) et fluides aqueux relativement froids (eux aussi mauvais conducteurs et — de surcroît — à chaleur spécifique élevée) n'est possible que par des surfaces de contact gigantesques. Si cette surface de contact était réduite à la seule superficie externe d'un massif intrusif, l'échange serait insignifiant.

Ce simple exemple remet en cause un postulat de la géologie : les systèmes magmatiques en dissipation thermique, conduisant à la formation des roches magmatiques et des fluides résiduels, physico-chimiquement et thermodynamiquement considérés comme systèmes isolés du point de vue chimique, le sont-ils réellement pendant leur mise en place et leur refroidissement ?

Plusieurs faits suggèrent que le système magmatique est d'ordinaire un système ouvert en ce qui concerne l'échange de fluides. Ces échanges interviennent aussi bien avec le magma fondu que durant sa cristallisation fractionnée et cela jusqu'au refroidissement complet.

Voici quelques arguments en faveur de cette hypothèse, et tout d'abord une considération magmatologique.

Les produits de l'activité volcanique sous-marine quel qu'en soit le genre (hyaloclastites, pillows, coulées), montrent que les magmas basaltiques figés par le contact soudain avec l'eau de mer forment parfois des verres semblables aux obsidiennes et qu'on appelle tachylites. Celles-ci contiennent parfois des cristallites mais jamais de vrais cristaux, ce qui démontre que le magma basaltique avait atteint la surface à l'état complètement liquide.

En 1928 déjà, N.L. Bowen avait fait remarquer qu'un magma granitique en équilibre avec des phases solides ne peut dissiper que sa seule chaleur de cristallisation. Tout le monde à présent accepte l'hypothèse que les basaltes sont engendrés par fusion partielle du manteau, lequel contient des phases solides (olivine, pyroxènes et spinelles) semblables, si non tout à fait identiques, à celles qui se forment par la suite dans les basaltes par cristallisation fractionnée. Il est dès lors évident que les basaltes ne peuvent se refroidir sans cristalliser. Ceci vaut pour les endroits où les basaltes se forment et sont donc en équilibre avec les phases solides du manteau, mais a fortiori cela doit valoir aussi pendant la remontée vers la surface où, dans un système isolé du point de vue chimique, il ne semble pas possible de s'éloigner de la courbe du solidus.

En effet, la diminution de pression qui — à température constante — amènerait le magma à la surchauffe, est compensée par la diminution de température due à la dissolution d'autres phases solides, à la détente adiabatique, à la viscosité, mais surtout à la dissipation thermique au contact des parois plus froides du chenal de remontée. Dans la partie haute de ce conduit, il y a de plus le refroidissement provoqué par la séparation et la détente de la phase gazeuse.

De l'avis de tous les spécialistes (Green et Ringwood, 1967 ; O'Hara, 1968), ces pertes thermiques se produisent aux dépens d'une cristallisation plus ou moins importante. Comme par contre les tachylites basaltiques (aussi bien que les obsidiennes acides) montrent que les magmas qui les ont engendrés se trouvaient au-dessus de leurs courbes de solidus, l'explication la plus simple est que ce faux « surchauffage » résulte de l'injection de fluides non « juvéniles ».

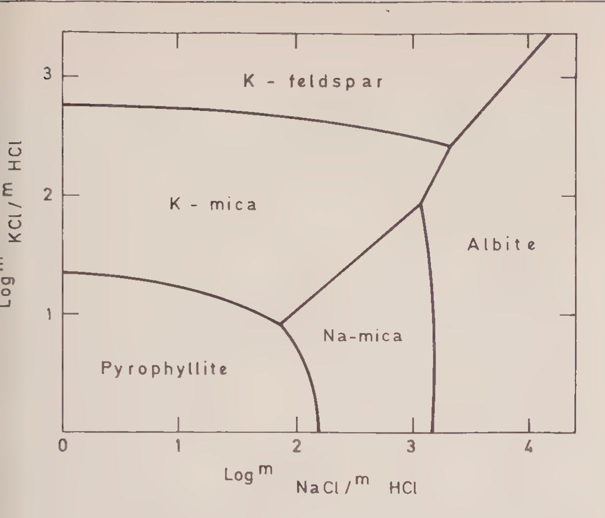
Pour les massifs intrusifs, la possibilité que le système magmatique soit ouvert en ce qui regarde les fluides, peut être envisagée sur la base de la salinité des inclusions fluides (Roedder, 1972). Si les stocks intrusifs sont d'origine anatectique, il est difficile d'admettre que de grandes quantités de chlore (comme de n'importe quel autre élément ou composé volatil d'ailleurs) suivent le cycle complet, du sédiment au magma, à travers tous les stades du métamorphisme. Il est de loin plus probable que les chlorures réagissent avec les silicates bien avant la zone d'anatexie pour former des feldspaths, tandis que le chlore est repoussé vers le haut.

Bien différentes sont les conditions dans le cas des massifs intrusifs liés aux magmas calco-alcalins des arcs insulaires et des cordillères. Si l'on accepte l'hypothèse selon laquelle l'origine de ces magmas est liée à la fusion partielle d'un manteau hydraté (Kushiro, 1970) et que cette hydratation dérive de la remontée de l'eau piégée dans la partie superficielle de la plaque lithosphérique en subduction (McBirney, 1970), il est certain aussi que le chlore remontera de la zone de Benioff qui comprend l'ancien fond océanique imprégné d'eau de mer. Il est quand même difficile de supposer que, dans les massifs intrusifs qui sont des différenciats légers de la série calco-alcaline, ce chlore donne des concentrations de chlorures dans l'eau magmatique de loin plus élevées que celles qu'on trouve dans l'eau de mer (Roedder, 1972). En effet, la teneur moyenne en chlore des roches calco-alcalines (Brehler et Fuce, 1974) est relativement importante (200 ppm) par rapport aux roches magmatiques d'autres origines, mais il faut considérer que les magmas des arcs insulaires sont très riches en eau et donc il suffit de moins de 2 % H_2O pour abaisser dans ces magmas le rapport Cl/H_2O au-dessous de celui de l'eau de mer.

Quant aux massifs intrusifs de différentiation de magmas subcrustaux (granites alcalins et hyperalcalins surtout), il est difficile d'attribuer une origine profonde à leur contenu en chlore. Si les magmas subcrustaux étaient riches en cet halogène, l'eau de mer aurait été de plus en plus salée pendant l'évolution de la Terre, or cela n'est vraiment pas évident.

Pour conclure, il semble donc peu probable que, dans un système magmatique isolé, les eaux résiduelles soient très riches en chlorures, mais il y a d'autres arguments qui plaident en faveur d'un système ouvert et pour une origine non magmatique des eaux salées.

Si l'on prend en considération les conditions de stabilité des couples adulaire-paragonite et albite-muscovite dans le système K_2O-Na_2O-Al_2O_3-SiO_2-H_2O en présence de quartz (Orville, 1963 ; Mayer et Hemley, 1967), on voit (fig. 1) que le couple adulaire-paragonite est stable, même dans des solutions où la concentration du potassium est très faible par rapport au sodium. En outre, le champ de stabilité de l'adulaire augmente avec la diminution de la température. Puisque le couple albite-muscovite est de loin plus fréquent dans la nature parmi les produits de transformation hydrothermale, il faut que les solutions chaudes soient beaucoup plus riches en sels de sodium que de potassium. Or, les seules eaux où le rapport K/K + Na. 10 soit suffisamment bas pour



ig. 1. — Diagramme d'équilibre dans le système K_2O - Na_2O - l_2O_3 - SiO_2 - H_2O à 400°C, 15.000 psi de pression totale et en présence de quartz (d'après Mayer et Hemley, 1967).

tabiliser le couple adulaire-muscovite dans l'inter-alle 400° C - 200° C sont celles de surface, qui sont n équilibre avec les sédiments (K/K + Na. 10 dans eau de mer = 0,2, dans les eaux de surface = 1,7) t cela à cause du phénomène bien connu d'adsorp-on de l'ion potassique par les colloïdes et les miné-aux argileux des sédiments. Dans les eaux en quilibre avec les roches magmatiques par contre, ce apport sera plus élevé, probablement compris entre ,2 et 3,4, moyenne des roches magmatiques. Ce ernier rapport détermine la stabilité du couple adu-aire-paragonite.

Ces considérations permettent de supposer que les aux de surface, surtout celles ayant la composition e l'eau de mer ou avec une salinité encore plus rande, jouent un rôle très important dans la genèse es gisements hydrothermaux.

Venons-en au problème de la circulation des uides. Le modèle géothermique accepté par tout le nonde admet le recyclage convectif des fluides hauds. Ce modèle peut expliquer la genèse de uelques types de gisements hydrothermaux d'une açon plus simple que d'autres hypothèses et avec un endement thermodynamique plus élevé. Tenons ompte d'abord du fait que les facteurs qui peuvent ouer un rôle important dans la précipitation des mi-éraux hydrothermaux sont la température, la pres-on hydrostatique aussi bien que celle de certains omposants volatils, la réaction avec les roches tra-ersées et les variations d'activité de l'oxygène. Tout ela peut faire varier le pH, l'Eh et les conditions de olubilité en conditionnant la formation des phases olides (Barnes et Czamanske, 1967).

Lorsque, dans un système hydrothermal à flux uni-irectionnel ascendant, des fluides chauds saturés en uelque composé utile (par exemple, en ZnS) de-iennent sursaturés suite à la variation d'un ou de plusieurs des facteurs cités ci-dessus, la formation d'un gisement important demandera une quantité de fluide gigantesque. La sursaturation en ZnS provoquera en effet la précipitation d'une faible quantité de blende, tandis que la plus grande partie du ZnS sera perdue.

Dans un modèle convectif par contre, on pourra arriver par recyclage à la précipitation de la plus grande partie du ZnS contenu dans un système hydrothermal avec une consommation infime de fluide. Dans le cycle convectif, il y aura en effet une dissolution en bas, un transport et une précipitation en haut qui se poursuivra jusqu'au refroidissement du système. Rappelons que les études sur la circulation des fluides dans les champs géothermiques (Tonani, 1970) ont montré qu'il y a souvent, dans la partie haute du système convectif, un « flashing » de vapeur associé à des teneurs importantes de gaz. Ceci peut évidemment favoriser un dépôt massif de minerais. Pour donner un exemple, à Salton Sea, en Californie, un sondage amène en surface de la vapeur associée avec 50,4 litres/s d'une saumure très chaude contenant 319 g/litre de sels (Werner, 1970). Cette saumure (tableau I), riche surtout en chlorures de Na, Ca et K, contient, entre autres, 970 ppm de Zn : à débit constant, ce puits aurait produit en 1000 ans 1.283.000 tonnes de zinc...

Dans un système convectif souterrain, une bonne partie de ce zinc en solution se serait déposée progressivement par recyclage, et aurait donné un gisement, tandis que, dans un système unidirectionnel, la plus grande partie de ce métal aurait été perdue par dilution dans les eaux de surface ou directement par les sources thermales. La précipitation du ZnS à partir d'une solution saline par simple baisse de température est en effet très faible (Anderson, 1975).

Un exemple récent de recyclage d'eau thermale peut être tiré de la saumure qui sort d'un sondage foré près de Cesano, à une vingtaine de kilomètres au nord de Rome (Calamai et al., 1975). Programmé pour recherches d'énergie géothermique, ce sondage est localisé dans l'enceinte d'un « maar » typique (que Calamai et al. appellent « petite caldera ») engendré par l'éruption explosive d'un magma très riche en leucite, normal dans la province quaternaire potassique sous-saturée de la côte tyrrhénienne de l'Italie.

Après quelques centaines de mètres de produits pyroclastiques, le sondage a traversé sur 700 m une brèche explosive dont la partie volcanique était tout à fait propylitisée. Ensuite le sondage a été poursuivi jusqu'à 1439 m dans un flysch de type ligure, assez calcarifère surtout là où le sondage a été arrêté. Dans ce flysch calcaire, on a trouvé une saumure chaude (210° C) associée à la vapeur.

La composition de cette saumure (tableau II) montre, entre autres, un énorme excès de sulfates par

Tableau I

Composition en ppm de la saumure chaude (300° C environ) sortant des sondages géothermiques de Salton Sea, Californie (d'après Werner, 1971)

Na	51.000	Fe	3.200	NO_3	35
K	25.000	Mn	2.000	PO_4	—
Li	300	Al	450	HCO_3	—
Rb	169	SiO_2	> 110	As	15
Cs	20	Cl	185.000	Pb	104
NH_4	482	F	18	Zn	970
Ca	40.000	Br	146	Cu	10
Mg	730	B	520	Ag	1
Sr	750	SO_4	56		
Ba	200	H_2S	~ 1		309.877

Tableau II

Composition en ppm de la saumure chaude (210° C) du sondage « Cesano I » (20 km au nord de Rome) (d'après Calamai et Al., 1975)

Na	78.930,00	As	8,30	HCO_3	5.850,00
K	48.350,00	Cu	0,012	SO_4	163.290,00
Li	380,00	Zn	0,04	Cl	42.850,00
Rb	450,00	Pb	0,01	H_3BO_3	15.160,00
Cs	80,00	Co	0,02	F	100,00
Ca	105,00	Ni	0,02	SiO_2	132,00
Mg	12,00	Hg	0,001		
NH_4	87,00	U	0,04		356.000,00
Fe	0,70	Ba	0,10		
Mn	0,10	Sr	0,09		

rapport aux chlorures, une quantité inhabituelle de potassium et l'absence absolue de H_2S. Pour expliquer la grande quantité de sulfates, Calamai et al. (1975) font appel aux évaporites du Trias ; c'est en effet dans ces couches d'anhydrite que se trouvent, 100 km plus au nord, les petits champs géothermiques du Monte Amiata. Outre que la présence de ces évaporites en profondeur n'est pas certaine dans la zone de Cesano, les travaux sur la solubilité du $CaSO_4$ (Reznikov et Aleinikov, 1953) montrent (fig. 2) que, dans l'eau à haute température, cette solubilité est extrêmement basse (36 mg/litre de $CaSO_4$ à 240° C et seulement 7 mg/litre à 350° C).

Ne pouvant donc accepter que les sulfates de la saumure du sondage de Cesano dérivent de l'anhydrite d'une série évaporitique, l'explication la

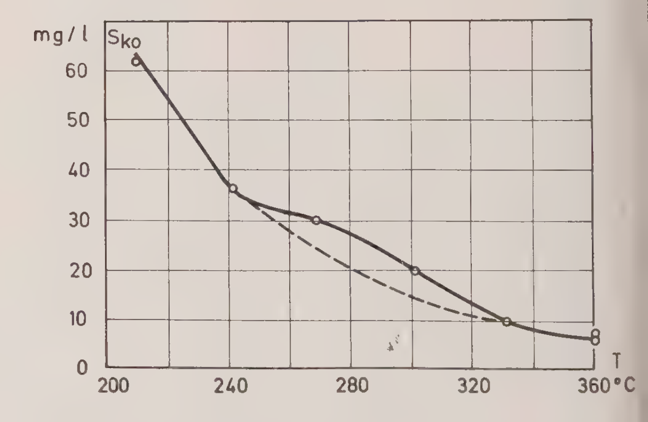


Fig. 2. — Solubilité du $CaSO_4$ entre 200 - 360°C (données expérimentales) (d'après Reznikov et Aleinikov, 1953)

plus logique semble celle de l'oxydation de l'H_2S dans un système convectif ouvert en haut aux eaux de surface et au milieu atmosphérique grâce à la grande perméabilité initiale des produits pyroclastiques et de la brèche explosive. Rappelons que, dans la région volcanique au nord de Rome, il y a de grandes quantités de soufre qui, en association avec des sulfures de fer, imprègne les produits pyroclastiques. La genèse de ces gisements, dont quelques-uns sont en exploitation, est indiscutablement liée à l'oxydation de l'H_2S : phénomène encore actif en plusieurs endroits. Une hypothèse pareille rend nécessaire un modèle à circulation convective, sans laquelle on ne pourrait jamais oxyder complètement le S^{-2} à S^{+6} dans les eaux de profondeur. Les données de Calamai et al. (1975) prouvent que l'H_2S était présent dans le fluide initial, car les volcanites propylitisées rencontrées par le sondage sont riches en pyrite ; des phénomènes classiques de « self-sealing » (Facca et Tonani, 1967) ont protégé ce minéral d'une oxydation ultérieure.

Quant à la grande richesse en potassium (aussi bien qu'en Rb et Cs) de cette saumure, il semble évident qu'elle provient du lessivage des produits volcaniques fort potassiques. Comme dans les laves leucitiques de la région, le rapport K/K + Na. 10 est en moyenne supérieur à 6, tandis que celui de la saumure chaude est de 2,7 et, comme la teneur en chlore est quand même fort élevée, il est probable que le fluide de Cesano soit de l'eau « connée » d'origine marine dans laquelle s'est dissous (et ensuite oxydé) du sulfure d'hydrogène d'origine plus profonde.

La proportion des métaux lourds dans cette saumure est très faible, ce qui prouve que la circulation convective est limitée à une partie assez superficielle de la croûte et, de surcroît, que les laves leucitiques sont pauvres en ces éléments. Une autre hypothèse pourrait être que les métaux lourds se sont déjà déposés avec la pyrite dans la brèche propylitisée, dont aucune étude sérieuse n'a encore été faite.

Quoi qu'il en soit, ces réflexions sur les systèmes magmatiques ouverts et sur l'importance des massifs intrusifs plutôt comme source de chaleur pour amorcer des systèmes de convection que comme source d'éléments chimiques pour alimenter les fluides hydrothermaux, peuvent servir de point de départ à des échanges d'idées et de connaissances entre spécialistes de géothermie et de métallogenèse.

REFERENCES

ANDERSON G.M., 1975. Precipitation of Mississipi Valley - Type ores. *Ec. Geology*, vol. 70, p. 937-942.

BARNES H.L., CZAMANSKE G.K., 1967. Solubilities and transport of ore minerals. Dans : H.L. Barnes, *Geochemistry of hydrothermal ore deposit*, p. 334-381.

BARTHOLOME P., 1969. Sur le cycle géochimique et plus spécialement le cycle du sodium. *Ann. Soc. Géol. Belgique*, vol. 92, p. 5-35.

BREHLER B., FUCE R., 1974. Chlorine. *Handbook of Geochemistry*, vol. II/4, p. 17-A ÷ 17-0.

CALAMAI A., CATALDI R., DALL'AGLIO M., FERRARA G.C., 1975. Preliminary report on the Cesano hot brine deposit (Northern Latium, Italy). *Second United Nations Symposium on the Development and Use of Geothermal Resources*, San Francisco (sous presse).

FACCA G., TONANI F., 1961. Natural steam geology and geochemistry. *United Nations Conf. on New Sources of Energy*, Roma. G/67.

FACCA G., 1967. The self-sealing Geothermal Field. *Bull. Volc.*, t. 30, p. 271-273.

GOGUEL J., 1953. Le régime thermique de l'eau souterraine. *Annales des Mines*, vol. 10, p. 3-32.

GREEN D.H., RINGWOOD A.E., 1967. The genesis of basaltic magmas. *Contr. Mineral Petrology*, vol. 15, p. 103-190.

HEMLEY J.J., MEYER C., HODGSON C.J., TATCHER A.R., 1967. Sulfide solubilities in alternation-controlled systems. *Science*, vol. 158, p. 1580-1582.

HOLLAND H.D., 1972. Granites, solutions and base metal deposits. *Ec. Geology*, vol. 67, p. 281-301.

KUSHIRO I., 1970. Systems bearing on melting of the upper mantle under hydrous conditions. *Carnegie Inst. Washington Yearbook*, vol. 68, p. 240-245.

MARINELLI G., 1963. L'énergie géothermique en Toscane. *Ann. Soc. Géol. Belg.*, t. 85, Bull. n. 10, p. 417-438.

MARINELLI G., 1969. Some geological data on geothermal areas of Tuscany. *Bull. Volcanologique*, vol. 33, p. 319-333.

MAYER C., HEMLEY J.J., 1967. Wall rock alteration. In : H.L. Barnes, *Geochemistry of hydrothermal ore deposits*, p. 166-235.

McBIRNEY A.R., 1969. Compositional variation in cenozoic calc-alkaline suites of Central America. Proceedings of the andesite conference. State of Oregon. *Dpt. Geol. Mineral Industries, Bull. n. 65*, p. 185-189.

O'HARA M.J., 1968. The bearing of phase equilibria studies in synthetic and natural systems on the origin and evolution of basic and ultrabasic rocks. *Earth Sc. Rev.*, vol. 4, p. 69-133.

OHMOTO H., RYE R.O., 1974. Hydrogen and oxygen isotopic compositions of fluid inclusions in the Kuroko deposit, Japan. *Ec. Geology*, vol. 69, p. 947-953.

ORVILLE P.M., 1963. Alkali ion exchange between vapor and feldspar phases. *Am. Jour. Sc.*, vol. 261, p. 201-237.

PARRY W.T., 1972. Chlorine in biotite from Basin and Range plutons. *Ec. Geology*, vol. 67, p. 972-975.

REZNIKOV M.I., ALEINIKOV G.I., 1953. Solubility of calcium sulfate in water at high temperature. *Trudy Moskovskoco Energ. Inst.*, vol. 11, p. 198-205.

ROEDDER E., 1972. Data of Geochemistry, 6th Ed. - Composition of fluid inclusions. *U.S. Geol. Survey, Prof. Paper* 440 - JJ.

ROEGGER J.S., LOGSDON M.J., YOUNG H.S., BARR H.B., BORCSIK M., HOLLAND H.D., 1974. Halogens in apatite from the Providencia area, Mexico. *Ec. Geology*, vol. 69, p. 220-240.

RYE R.O., SAWKINS F.J., 1974. Fluid inclusion and stable isotope studies on the Casapalca Ag-Pb-Zn-Cu deposit, Central Andes, Peru. *Ec. Geology*, vol. 69, p. 181-205.

SHEPPARD S.M.F., TAYLOR H.P., 1974. Hydrogen and oxygen isotope evidence for the origin of water in the Boulder batholith and the Butte ore deposit, Montana. *Ec. Geology*, vol. 69, p. 926-946.

SOURIRAJAN S., KENNEDY G.C., 1962. The system H_2O-NaCl at elevated temperatures and pressures. *Am. Jour. Sci.*, vol. 260, p. 115-141.

TAYLOR H.P., 1974. The application of oxygen and hydrogen isotope studies to problems of hydrothermal alteration and ore deposition. *Ec. Geology*, vol. 69, p. 843-883.

TONANI F., 1970. Geochemical methods of exploration for geothermal energy. *Geothermics*, Special Issue 2, vol. 2, Part 1, p. 492-515.

WERNER H.H., 1970. Contribution to the mineral extraction from supersaturated geothermal brines, Salton Sea area, California. *Geothermics*, Special Issue 2, vol. 2, Part 2, p. 1651-1655.

WHITE D.E., 1957. Thermal waters of volcanic origin. *Geol. Soc. America Bull.*, vol. 68, p. 1637-1657.

WHITE D.E., 1974. Diverse origins of hydrothermal ore fluids. *Ec. Geology*, vol. 69, p. 954-973.

WHITNEY J.A., 1975. Vapor generation in a quartz-monzonite magma : a synthetic model with application to porphyry copper deposits. *Ec. Geology*, vol. 70, p. 346-358.

DISCUSSION

G.C. AMSTUTZ

1) La théorie de formation de gisements de Fe_3O_4 par des basaltes a été proposée déjà par M. Sokolow il y a environ 20 ans.
2) J'aimerais corriger un peu l'interprétation historique donnée par M. Marinelli : Au cours des dernières 10 à 15 années, on n'a pas combattu la théorie hydrothermale « per se ». On a seulement montré que l'extrapolation de cette théorie aux gisements stratiformes sans aucune manifestation magmatique n'est en général pas justifiée. On a donc dû éliminer presque complètement le type de gisement téléthermal.
3) La recherche scientifique ne consiste pas en la recherche d'une théorie seule qui explique tous les phénomènes. Il s'agit plutôt d'examiner toutes les possibilités et d'évaluer les probabilités pour chaque cas individuel.

G. MARINELLI

Je remercie le Prof. Amstutz de l'information bibliographique. Quant aux gisements stratiformes, je suis tout à fait d'accord que la théorie hydrothermale n'a pas été mise en question dans les polémiques sur l'origine non magmatique de ces dépôts.

C'est justement à cause de cela que — en plaisantant dans l'exposé oral — j'ai appelé « guerre coloniale » cette controverse. En effet, à la suite de cette guerre, la théorie magmatique avait seulement perdu des « colonies » (les gisements téléthermaux).

Tout à fait d'accord aussi sur la pluralité des hypothèses génétiques, car il n'est pas possible de ranger toutes les concentrations naturelles de minéraux utiles dans un schéma géologique et géochimique unitaire.

P. BARTHOLOME

On parle dans la littérature soviétique de solutions transmagmatiques. Si effectivement il est possible que de l'eau entre dans une colonne magmatique à la base et en ressorte au sommet après avoir été transférée de la base au sommet par diffusion ou autrement, alors la quantité de solutions magmatiques (au sens large) peut être extrêmement grande par rapport au volume des roches magmatiques. Mais y a-t-il des preuves ou des indices qu'un tel transfert se produit ?

G. MARINELLI

Depuis les expériences classiques de R.W. Goranson sur la solubilité et la mobilité des fluides dans les magmas, beaucoup de chercheurs ont supposé une migration de ces fluides vers les parties plus hautes d'une colonne magmatique.

Cela pourrait se réaliser par une « convection biphase », comme l'a suggéré R.A. Daly, mais seulement dans des systèmes à basse pression, où les fluides peuvent se séparer du magma par vésiculation.

Dans les systèmes magmatiques profonds, seul un modèle proche de celui d'une « diffusion » d'ions est possible ; cela a été envisagé par Saukov en 1933 et ensuite par plusieurs géochimistes soviétiques. Moi aussi, j'ai été jadis un partisan enthousiaste de cette espèce de chromatographie des composés plus mobiles des magmas et j'y crois encore, mais je les considère comme des phénomènes marginaux qui ne peuvent pas changer grand-chose dans la composition chimique des magmas. L'insuffisance de données empêche d'évaluer l'importance d'une diffusion éventuelle de grandes quantités de fluides ; des raisons magmatologiques invitent quand même à la prudence.

Quelques exemples récents les apports de l'hydrogéologie la métallogénie des gîtes métallifères

acques AVIAS *

RESUME

Le rôle des eaux dans les processus de concentra-on gîtogènes a pu, grâce à l'application de ses rincipes fondamentaux et grâce aux progrès récents e l'Hydrogéologie, être précisé ces dernières années. e rôle est alors apparu comme pouvant être, dans de ombreux cas, beaucoup plus étendu qu'on ne l'ima-inait jusqu'alors. Des hypothèses génétiques ouvelles ont pu être avancées ou démontrées et des hamps de recherche nouveaux se sont récemment uverts.

Une série d'exemples est donnée appuyant ce point e vue, notamment concernant les corrélations entre s processus métallogéniques et :

- les différences de perméabilité et de porosité, la drainance des eaux à travers les couches dites imperméables (notamment pour l'Uranium, le Pb et Zn) ;
- les gradients hydrauliques, thermiques, de concentration ionique, les phénomènes de diffusion capillaire, etc. ;
- la circulation des eaux sursalées chlorurées ou sulfatées provenant d'évaporites ou de la compaction de sédiments argileux ;
- l'intervention d'agents réducteurs (hydrocarbures, H_2S d'origine biochimique, etc.) ;
- le contexte géologique et géochimique intégré allant des phénomènes nanotectoniques ou microsédimentologiques jusqu'aux phénomènes globotectoniques ou à l'échelle des grands bassins sédimentaires.

SAMENVATTING

Dank zij de toepassing van zijn fundamentele principes en de recente vooruitgang van de Hydrogeologie, kon de rol van de wateren in de afzettingvormende concentratieprocessen worden gepreciseerd. Deze rol bleek dan in vele gevallen veel uitgebreider te kunnen zijn dan men zich voordien voorstelde. Nieuwe genetische hypothesen konden worden naar voren gebracht of aangetoond en onlangs openden zich nieuwe onderzoekvelden.

Er wordt een reeks voorbeelden aangehaald die dit standpunt steunen, onder meer betreffende de onderlinge betrekkingen tussen de metallogenische processen en :

- de permeabiliteit- en porositeitverschillen, de waterafvoer doorheen zogenaamde ondoordringbare lagen (onder meer voor uranium, Pb en Zn) ;
- de hydraulische en thermische gradiënten, de ionconcentratiegradiënten, de verschijnselen van capillaire diffusie, enz. ;
- de circulatie van oververzoute gechloreerde of gesulfateerde wateren voortkomende van evaporieten of van de verdichting van kleiachtige sedimenten ;
- het optreden van reducerende agenten (koolwaterstoffen, H_2S van biochemische oorsprong, enz.) ;
- de geïntegreerde geologische en geochemische contexten gaande van nanotektonische of microsedimentologische verschijnselen tot globotektonische verschijnselen of op de schaal van de grote sedimentbekkens.

Professeur à l'Université de Montpellier II - Directeur du Centre d'Etudes et de Recherches Géologiques et Hydrologiques (C.E.R.G.H.) - Place Eugène Bataillon - 34060 Montpellier-Cédex - France.

Une tentative de récapitulation synthétique du cycle des eaux sous-océaniques et souterraines en liaison avec la métallogénie est donnée.

Er wordt een poging gedaan tot een synthese-overzicht van de kringloop van de onderoceanische en ondergrondse wateren in verband met de metallogenie.

ZUSAMMENFASSUNG

Die Bedeutung des Wassers in den lagerstättenerzeugenden Konzentrationsprozessen konnte dank der Anwendung der Grundprinzipien bzw. angesichts der neulich erzielten Fortschritte auf dem Gebiet der Hydrogeologie im Laufe der letzten Jahre näher umrissen werden. Es hat sich alsdann herausgestellt, daß diese Bedeutung in einer großen Anzahl von Fällen noch viel weitläufiger sein könnte, als man sich bis dahin gedacht hatte. Neue genetische Hypothesen konnten aufgestellt oder bewiesen werden, und neue Forschungsgebiete wurden in letzter Zeit in Angriff genommen.

Dieser Gesichtspunkt wird durch eine Reihe von Beispielen untermauert, u.a. betreffend die Wechselbeziehungen zwischen den metallogenetischen Prozessen und :

- *den Unterschieden in der Porosität bzw. in der Wasserdurchlässigkeit, der Dränung durch die sogenannten undurchlässigen Schichten (u.a. für Uran, Pb und Zn) ;*
- *den hydraulischen, Temperatur- und Ionenkonzentrationsgradienten, den Kapillardiffusionserscheinungen, usw. ;*
- *dem Umlauf des übermäßig salzhaltigen, schwefelsauren oder chlorierten Wassers aus Eindampfungssedimenten (Evaporiten) bzw. aus der Verfestigung von lehmhaltigen Sedimenten ;*
- *der Einschaltung von Reduktionsmitteln (Kohlenwasserstoffen, H_2S biochemischer Herkunft, usw.*
- *dem integrierten geologischen und geochemischen zusammenhängenden Inhalt, angefangen bei den nanotektonischen oder mikrosedimentologischen Erscheinungen bis hin zu den globotektonischen Phänomenen oder im Maßstab der großen sedimentären Becken.*

Es wird versucht, eine synthetische Aufstellung über den Zyklus des unterseeischen und unterirdischen Wassers im Zusammenhang mit der Metallogenese zu vermitteln.

SUMMARY

The part played by water in the concentration processes which form mineral deposits have been explained in recent years by the application of the principles of hydrogeology and of the latest advances in this field. It was found that the action of water was, in numerous cases, much more far-reaching than had been thought.

The article lists a series of examples in support of this view, particularly in respect of the correlations between the metallogenetic processes and :

- *the differences in permeability and porosity, the phenomenon of « drainance » through the so-called impermeable strata (especially in the case of uranium, Pb + Zn) ;*
- *the hydraulic, thermal and ion concentration gradients, the capillary diffusion phenomena etc. ;*
- *the circulation of supersaline chlorate or sulphate waters emanating from evaporites or from the compaction of clayey sediments ;*
- *the action of reducing agents (hydrocarbons, H_2S of biochemical origin, etc.) ;*
- *the overall geological or geochemical context, ranging from the nanotectonic or microsedimentological processes to phenomena of a globotectonic nature or which are on the scale of the large sedimentary basins.*

Finally, the author presents a tentative summary recapitulation of the water cycle for sub-oceanic and subterranean waters in connection with the process of metallogenesis.

La présente synthèse a été préparée, d'une part, en aison du fait que notre laboratoire a depuis un certain ombre d'années axé une partie importante de ses ctivités de recherche sur les rapports de l'Hydrogéologie et des autres disciplines des Sciences de la erre et notamment de la Métallogénie ; d'autre part, arce que, dans le cadre de ces Deuxièmes Journées le l'Industrie Minérale, organisées en hommage au rofesseur Ivan de Magnée, il convenait de rappeler, u'en Belgique, il fut le premier à invoquer l'hydrogéologie et la paléohydrogéologie, pour expliquer la enèse des gisements belges de plomb, zinc et barytine[1] ; ses vues, datant de près de dix ans, étant oujours d'actualité.

Ceci étant dit, il convient de rappeler d'abord ce ue l'on entend par « Hydrogéologie » : au sens le lus large, l'Hydrogéologie est la *science du comportement de l'eau dans le domaine souterrain en relation avec tous les facteurs qui contrôlent ce comportement.* L'Hydrogéologie étudie donc en premier eu cette partie du cycle de l'eau qui se passe en essous de la surface du sol ; aussi préciserons-nous, lans une première partie, cet *aspect cyclique* des irculations d'eaux souterraines et les intègrerons-ous dans le « cycle de l'eau » s.l. Dans une deuième partie, nous examinerons quelques cas partiulièrement typiques en Métallogénie, de l'imporance des caractéristiques hydrauliques intrinsèques es roches (porosité, perméabilité) pour la localisation es gîtes métallifères. Ce faisant, nous parlerons du ôle fondamental de l'eau en tant qu'*agent de transort par excellence des éléments métalliques.*

Dans une troisième partie, nous verrons comnent l'eau pourra jouer un rôle *d'agent de mobilisaion* des métaux au cours de sa circulation souteraine, ensuite un rôle de *précipitation* et de *fixation* de es éléments sous forme de ces *concentrations normales* auxquelles on a donné le nom de gîtes nétallifères. Ce faisant, nous devrons faire appel aux ropriétés physiques, physicochimiques et chimiques e l'eau et des corps qu'elle peut contenir en solution u en suspension.

En conclusion, nous attirerons l'attention sur le fait ue le rôle des eaux souterraines, en métallogénie, pparaît dans de nombreux cas *beaucoup plus étendu* u'on ne l'imaginait jusqu'alors et que des *champs de echerche nouveaux* peuvent être considérés comme écemment ouverts dans ce « no man's land » qui a ngtemps séparé et sépare encore souvent Hydroéologues et Métallogénistes.

.. *L'ASPECT CYCLIQUE DE LA CIRCULATION DES EAUX SOUTERRAINES*

Alors que la partie du cycle de l'eau au-dessus ou ır la surface du sol a fait l'objet d'études affines, le cycle de l'eau sous la surface du sol n'a fait l'objet que d'études le plus souvent sommaires et non intégrées.

Les figures 1 et 2 récapitulent les traits fondamentaux de cette partie du cycle, comparativement au cycle fondamental *érosion - sédimentation - pétrogenèse - orogenèse* et *au cycle de la « matière organique »* dans l'hydrosphère et dans la lithosphère. On y voit que, pour l'eau souterraine, l'eau marine salée intervient *en plus* de l'eau douce d'origine météorique, toutes deux pouvant subir au cours de leurs mouvements, des réchauffements ou des refroidissements.

Y figure également le trajet de la matière organique, depuis les masses planctoniques océaniques jusqu'aux imprégnations diffuses ou concentrés (poches) d'hydrocarbures liquides ou gazeux. On y voit aussi, selon une théorie que nous avons récemment développée [2], le cycle des *eaux volcaniques,* d'origine phréatique ou marine, responsables de lessivages et de concentrations dans les terrains traversés, volcaniques ou non.

Enfin, deux cercles indiquent très schématiquement les zones d'interférences eaux salées, eaux douces vadoses ou matière organique, hydrocarbures, réducteurs où se rencontrent le plus fréquemment les *réactions d'interfaces gîtogéniques.*

Quant à l'eau juvénile, elle est réduite à une hypothétique flèche en tireté, aucune certitude n'étant acquise sur son existence, si l'on n'y range pas l'eau pouvant résulter de certaines transformations minéralogiques lors du métamorphisme.

Nous remarquerons que l'énergie motrice de ces cycles — outre, dans les deux cas, la gravité — est

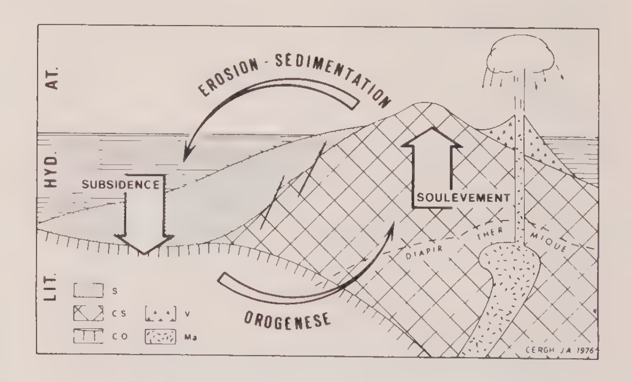


Fig. 1. — Cycles majeurs de matière dans le système fosse océanique — marge — continent (à l'exclusion de l'eau et des matières organiques)

S = sédiments
C.S. = croûte sialique
C.O. = croûte océanique
Hyd. = hydrosphère

V = produits d'émission volcanique
Ma = magma
Lit. = lithosphère
At. = atmosphère

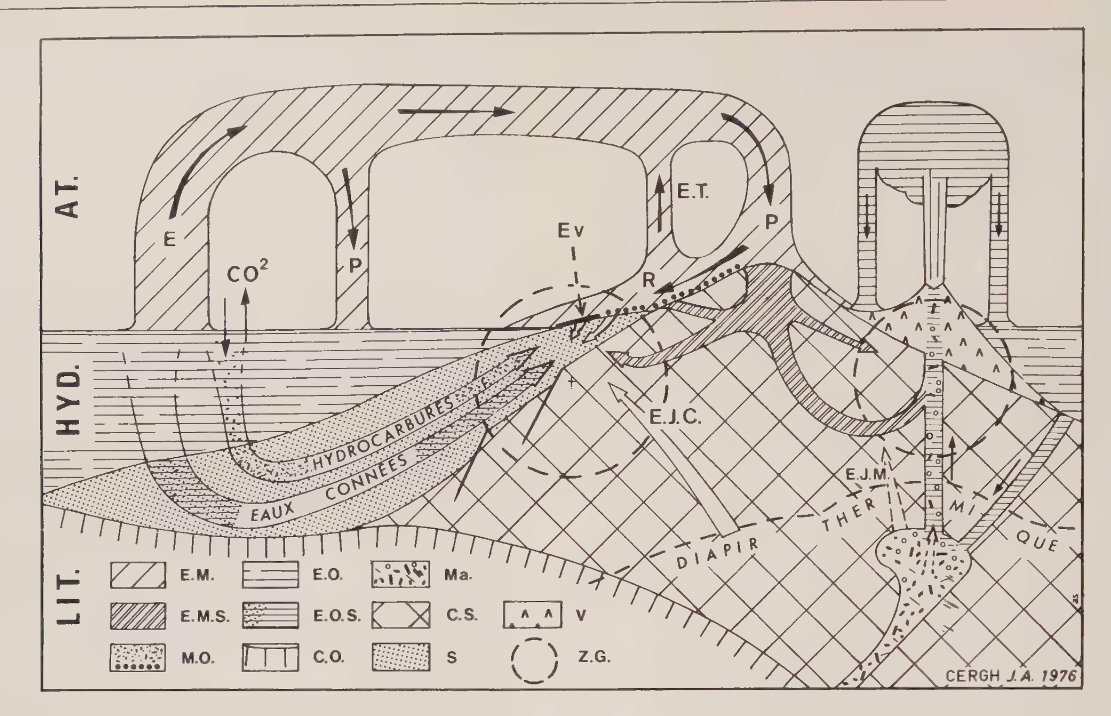


Fig. 2. — Cycle de l'eau montrant les rapports de la partie souterraine avec le reste du cycle et avec la métallogénie (à un instant *t*, ce cycle se modifiant constamment en fonction de l'évolution du prisme de croûte terrestre considéré).

(Echelles non respectées)

Z.G. = zones gîtogènes métallogéniques majeures
AT = atmosphère
HY = hydrosphère
LIT = lithosphère
C.S. = croûte sialique plissée et métamorphisée
C.O. = croûte océanique
S = sédiments et roches sédimentaires
MA = magma
V = roches volcaniques
EV = évaporites
MO = matière organique
E = évaporation
P = précipitation
ET = évapotranspiration
R = ruissellement
EM = eau météorique
E.M.S. = eau souterraine d'origine météorique
E.O. = eau de mer
E.O.S. = eau souterraine d'origine marine (→ eaux connées)
E.J.C. = eaux juvéniles de cristallogenèse
E.J.M. = eaux juvéniles d'origine magmatique (hypothétiques ?)

d'origine externe dans l'atmosphère (énergie de radiation-solaire entraînant l'évaporation de l'eau de mer et engendrant les vents vecteurs de nuages — à l'exception du cas des eaux des panaches volcaniques) et d'origine interne pour les eaux souterraines (essentiellement *pressions lithostatiques, pressions orogéniques* ou *énergie thermique* d'origine interne (magmatique ou provenant de la radioactivité).

2. *L'EAU SOUTERRAINE, AGENT DE TRANSPORT DES IONS METALLIQUES*

21. *Variations des coefficients hydrauliques intrinsèques des sédiments et des roches (porosité, perméabilité) spatialement et temporellement et mise en place des gîtes*

Il est évident que la possibilité de formation d'un gîte dans une roche hôte dépend du rapport du volume des vides au volume total (porosité) et de la vitesse possible de transfert de l'eau à travers les roches dans des conditions unitaires (perméabilité) ; que la porosité et la perméabilité soient de roches à interstices ou de roches à fissures agrandies (cas des roches karstiques) ou non (cas des roches cristallines) par solution.

On peut citer les exemples suivants :

a) Liaison des *gîtes d'uranium « tabulaires »* ou *« en rouleaux »* des Etats-Unis *(Colorado, Wyoming,* fig. 3) avec des circulations d'eaux ayant lessivé antérieurement l'uranium disséminé dans les formations surincombantes ou adjacentes et s'étant *canalisées dans les bancs les plus perméables des grès triasiques,* correspondant le plus souvent aux passages de grès à stratifications entrecroisées ou à des paléochenaux situés entre des interlits marneux imperméables (fig. 3)[3 et 4].

b) Localisation des zones riches en uranium par lessivage de la masse de la roche-mère *(schistes autuniens)* et concentration dans des paléochenaux

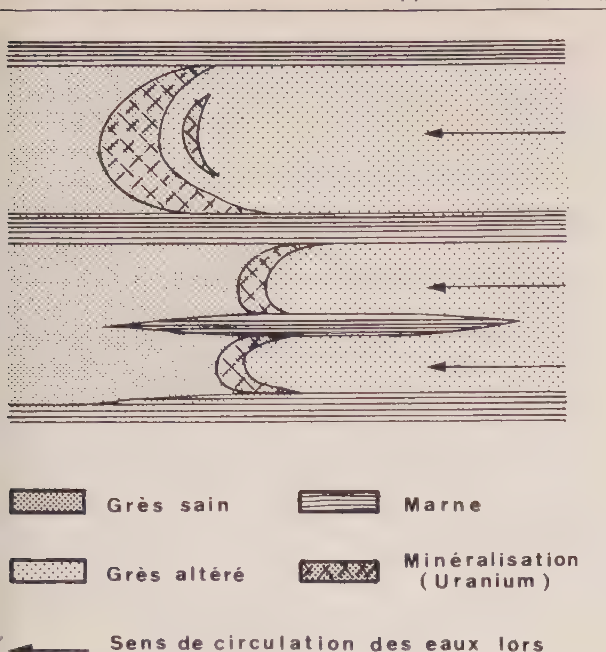


Fig. 3. — Schéma de la disposition des gîtes « en rouleaux » d'Uranium Vanadium du plateau du Colorado et du Wyoming (Amérique du Nord).

(zones plus perméables) de la base des formations permiennes de *Lodève* (France) [5].

c) Localisation fréquente, dans les *séries gréseuses*, de *minéralisations plombo-zincifères* dans les parties les plus perméables, par exemple de plus forte granulométrie, que sont les conglomérats de base (ex. : conglomérats de base du *Trias belge)* [1] — Circulation générale des eaux ascendantes dans les *formations néritiques périphériques des bassins* par opposition aux formations à granulométrie plus fine du centre de ceux-ci.

d) Localisation classique des minéralisations dans les *réseaux de fissures en extension,* notamment des roches cristallines et métamorphiques (zones de fractures tectoniques, parties des charnières anticlinales ou synclinales en distension, etc.). La minéralisation

Fig. 4. — Coupe synthétique de la mine de plomb et de zinc des Malines (Cévennes) montrant les liaisons : Minéralisations — Roches argilocarbonées (Trias marneux) roches carbonatées (socle Cambrien et recouvrement bajocien), en liaison avec les hauts fonds et talus de la paléosurface (en partie paléokarstique) et avec la tectonique.
(d'après J.J. Orgeval - Thèse) [11 et 12].

-O- -E-

Puits -7 *Vieille - Mine* *Pomègues* *Ratonnau* *Alby - Fontbonne*

550 500 450 400 350

Coupe - III

①

J.J. Orgeval 1973

Légende

Bathonien
Amas sulfurés et oxydés dans le Bathonien
Hettangien
Trias marneux
Trias "conglomératique"
Socle Cambrien Carbonaté (Unité I)
Minéralisations massives : en couches
(Pb - Zn - ba) en amas
en ciment de brèche
Minéralisations diffuses
Pyrite et bitume

-S- -N-

Florence

500 450 400 350 300

Coupe - II

②

Echelle de longueur des coupes : 0 100 200 m

n'étant le plus souvent possible qu'avec une *tectonique vivante*, entretenant l'ouverture des fissures qui sans cela peuvent se refermer ou se cimenter très rapidement [1 et 6].

e) Localisation des minéralisations, notamment de nombreux gîtes plombo-zincifères dans des cavités antérieures (ex. : *cavités paléokarstiques*) ou créés par *dissolution effondrement*, ou par dissolution réaction et remplacement syngénétiques [1-7 à 10] etc. A citer, entre autres, les travaux récents de notre laboratoire (J.J. Orgeval)[11] dans la mine de plomb et de zinc des Malines (bordure cévenole) (minéralisation des paléokarsts dans les dolomies cambriennes) (fig. 4).

f) Localisation de minéralisations Pb-Zn dans les *parties récifales* (à haute perméabilité due à leurs nombreuses cavités) des formations calcaires, telles celles décrites par I. de Magnée dans les gîtes stratiformes des récifs dolomitisés du Dévonien supérieur belge [1].

A noter ici que, ce qui compte essentiellement pour l'orientation des circulations d'eaux, ce sont plus les perméabilités relatives des couches en présence que les perméabilités absolues [8].

A cet égard et à l'échelle d'espace et de temps géologique, la notion *d'imperméabilité devient très relative.* C'est ainsi que les couches argileuses considérées jusqu'à une époque très récente comme écrans parfaitement imperméables sont en réalité perméables, *si les gradients hydrauliques sont suffisants.* Ces gradients étant d'un ordre de grandeur supérieur à la gravité, peuvent orienter les circulations, non seulement vers le bas, mais aussi vers le haut ou latéralement. Ce qui permet d'expliquer certaines dispositions de gîtes restées longtemps énigmatiques [8].

Au passage très lent, sous gradient hydraulique, de l'eau dans les roches argileuses ou « semi-perméables », on a donné le nom de drainance. Les roches argileuses ayant souvent pris naissance en *milieu de sédimentation euxinique* sont relativement riches en matière organique et en métaux lourds fixés par actions biophysiques ou biochimiques à partir de l'eau de mer ; à titre d'exemple, les marnes toarciennes de la bordure des Causses (Région du Tournadous) dans un volume de moins d'un demi km^3 (3 km × 3 km × 50 m) contiendraient, en se basant sur des analyses moyennes, environ 400.000 tonnes de plomb et 135.000 tonnes de zinc [13].

Si des conditions de drainance adéquates sont réalisées [8], on conçoit alors que les eaux puissent mobiliser les métaux contenus ; on aura alors ce que j'ai proposé d'appeler une « *drainance métallogénique* ». Une telle drainance métallogénique peut expliquer l'observation si fréquente de la localisation des minéralisations plombo-zincifères au contact ou à proximité de telles roches argilocarbonées (ou en cas de métamorphisme surajouté, graphitiques) (fig. 4 et 5).

La mise en jeu de la drainance métallogénique nécessitant évidemment que puissent être générés (grâce aux variations topologiques dues à la sédimentation, à l'érosion ou à la tectonique) des gradients hydrauliques suffisants, la variation de ces gradients expliquera à son tour les variations de la gîtogenèse.

Par ailleurs, ces eaux circulantes (par drainance ou non) peuvent être, soit des eaux d'origine météorique, soit des eaux d'origine marine (eaux connées) expulsées lors de la compaction des sédiments ou lors de la diagenèse [11 et 12].

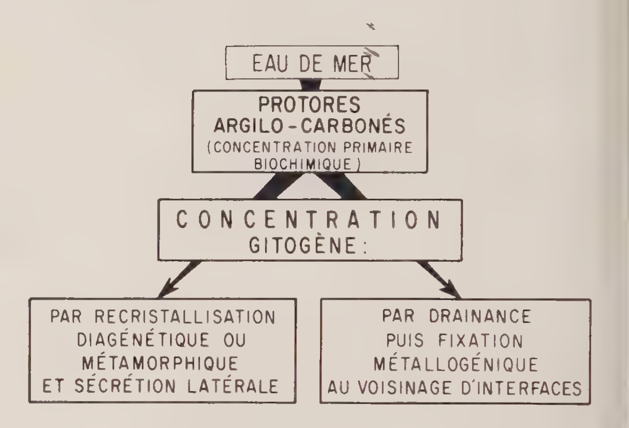


Fig. 5. — Schéma des possibilités de concentration gîtogène à partir des protores argilocarbonés.
(d'après J. Avias, 1971) [8].

22. *Mécanisme de mise en mouvement des eaux souterraines*

La considération de la répartition des perméabilités, dépendant elle-même de la Géologie historique (paléosédimentologie et paléostratologie — paléogéographie et répartition des faciès — histoire diagénétique, épigénétique, tectonique et métamorphique, etc.), permettant de déterminer quelles seront les voies possibles de circulation des eaux souterraines, quels vont être alors les *moteurs* de cette circulation ?

a) En premier lieu, joueront les *gradients hydrauliques* déterminés par la gravité (pressions hydrostatiques et lithostatiques) et par les contraintes *tectoniques* (y compris globotectoniques). Ceci explique la mise en mouvement ascendante des eaux connées ou diagénétiques des centres des bassins sédimentaires vers leur périphérie (plus perméable). Cela explique aussi l'action des mouvements orogéniques, des

chevauchements, etc. dans la genèse de certaines circulations d'eaux souterraines.

b) En second lieu, joueront les *gradients de température* d'origine radioactive ou magmatique provoquant les phénomènes bien connus de *thermosiphon* dans les fissures ouvertes [14] ou de *circuits convectifs* des zones géothermiques [15] mais pouvant, même dans de l'eau immobile, provoquer des *migrations ioniques des pôles chauds vers les pôles froids* [16 et 17].

c) Pourront également jouer les *gradients de concentration ioniques* dus aux *croissances cristallines* liées à la diagenèse, à l'épigenèse ou au métamorphisme, extrayant du milieu certains ions qui se remplaceront de proche en proche [9].

d) Pourront également, dans les milieux à fine granulométrie ou fine fissuration, jouer, bien entendu, les *forces capillaires* et de véritables *diffusions « chromatographiques »*.

3. *L'EAU AGENT DE MOBILISATION PRIMAIRE, DE PRECIPITATION ET DE FIXATION GITOGENES, DE REMOBILISATION ET DE DESTRUCTION DES GITES METALLIFERES - HYDROCHIMIE ET METALLOGENESE*

Au cours de sa circulation, l'eau va alors « mobiliser » en tant que solvant et par *dissolution* ou par *entraînement* simples ou avec réactions physicochimiques (réactions chimiques de l'eau ou des corps contenus avec l'encaissant, adsorption ou chélation avec la matière organique, réactions biochimiques dues aux bactéries contenues, etc.) divers éléments des formations qu'elle traversera et ce, en fonction évidemment de sa température, de son pH, de son potentiel d'oxydoréduction (EH) etc. [17].

Si ces facteurs varient, on aura augmentation de la dissolution ou au contraire précipitation en raison des lois d'équilibre chimique et de la thermodynamique.

Si la précipitation est diffuse, aucun gîte exploitable ne pourra généralement être engendré. Par contre, si une précipitation suffisamment cumulative est localisée à un *interface* d'ordre hydrique, lithologique, physique, physicochimique, chimique ou dans un « goulot d'étranglement » [18], on pourra alors avoir formation d'un véritable *gîte métallifère*.

Une attention particulière doit, à ce point de vue, être portée aux *eaux sursalées acides chlorurées ou sulfatées* résultant de la traversée de *formations d'origine évaporitique*, ou provenant de la *compaction de sédiments argileux* dans lesquels les minéraux des argiles fixant davantage de K et de Ca que de Na et de Mg, fourniront des eaux enrichies en Na et Mg, déséquilibrées et par là même agressives ou incrustantes [1 et 15] pouvant, par exemple, entraîner la dolomitisation de formations calcaires. En ce qui concerne les éléments métalliques qui nous intéressent plus spécialement ici (Ba, Pb, Zn, Cu, Mg, Fe, Ni, Ag, etc.), ces eaux acides et sursalées les feront alors passer en solution et nous rappellerons ici les résultats expérimentaux d'Ellis rapportés par Dozy [15] (tableau I).

De simples refroidissements pourront alors entraîner des précipitations [16]. De même si des solutions acides rencontrent des formations basiques, par exemple carbonatées, on pourra avoir neutralisation et formation par exemple de carbonates de plomb, zinc, etc. tels qu'on en observe dans certains gîtes des mines du Laurium en Grèce. La diminution du pH due à l'oxydation de la pyrite des terrains traversés par des eaux oxydantes pourra, à ce point de vue, avoir un rôle déterminant, mais le *rôle des interfaces milieux oxydants-milieux réducteurs*, joue certainement un rôle bien plus considérable, ce qui nous amène aux considérations du chapitre 4.

TABLEAU I

Métaux dissous dans une eau (en ppm) après 3 à 5 semaines en fonction de la teneur en Na Cl (l'eau étant à 400°)

		Mg	Al	Mn	Fe	Pb	Cu
à partir	+ 0	7		0,5	20	0,5	0,5
d'une	+ 2 m Na Cl	20	4	10	40	2	0,15
andésite	+ 4 m Na Cl	20	40	60	200	2	3
à partir	0	30	300	1	300	1	6
d'une argile	+ 2 m Na Cl	80	200	5	4000	0,5	10
schisteuse	+ 4 m Na Cl	400	20	20	10000	0,4	1

4. LE ROLE DE LA MATIERE ORGANIQUE ET NOTAMMENT DES HYDROCARBURES ET DES BACTERIES ANAEROBIES DES SEDIMENTS ET DES ROCHES

Les études menées principalement par les géologues pétroliers ont établi l'importance et la presque omniprésence dans les formations d'origine sédimentaire de *matière organique*, d'*hydrocarbures* plus ou moins évolués en fonction des conditions physicochimiques rencontrées, ainsi que fréquemment de bactéries encore vivantes.

Or, cette matière organique, qu'elle soit originelle ou qu'elle provienne de migrations, soit à l'état particulaire et transportée par les eaux, soit à l'état liquide ou gazeux (hydrocarbures), en fonction elle aussi de la perméabilité des roches, va bien entendu en certains points rencontrer les solutions sursalines de métaux précédemment cités où les solutions salines oxydées ayant remanié par oxydation et drainance les métaux sulfurés qu'on peut rencontrer à l'état diffus dans les formations argilocarbonées d'origine euxinique.

Si des contacts suffisamment localisés ou si des *interfaces*, zones oxydées, zones réduites, se produisent on pourra alors avoir, selon ces interfaces, *précipitation de sulfures métalliques* dans les discontinuités de la matrice rocheuse.

Nous donnerons à titre d'exemple :

a) Les explications proposées par Harshman [3] pour la formation des *gîtes d'uranium en rouleaux* d'Amérique du Nord dont nous avons déjà parlé, l'action réductrice pouvant être due à la rencontre des eaux minéralisées circulantes avec des hydrocarbures gazeux naturels (fig. 6), phénomène qui a été par ailleurs démontré dans le cas de minéralisations analogues au Texas.

b) Les études effectuées ou en cours dans le cadre de notre laboratoire et en collaboration avec la Société Nationale des Pétroles d'Aquitaine, par notre élève J.J. Orgeval *, notamment dans la *mine de Pb et de Zn des Malines* (bordure cévenole), ou pour expliquer les minéralisations barytiques et plombo-zincifères des schistes autuniens du bassin de Lodève [11, 12 et 19].

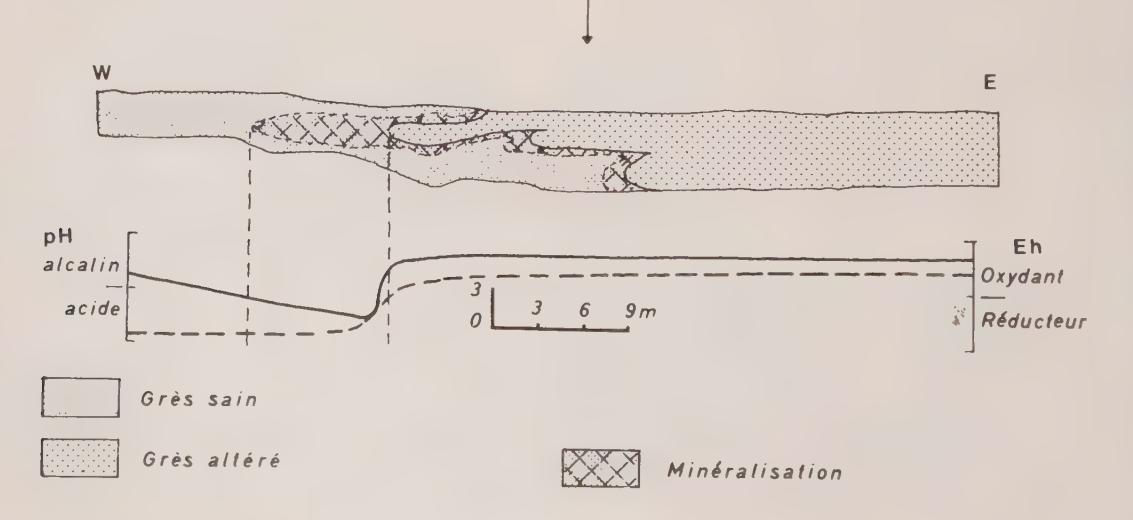
Dans la mine des Malines, l'association, notamment en inclusions, d'hydrocarbures (*bitumes*) aux minéralisations piégées ou non dans les paléokarsts, est très caractéristique.

On y rencontre aussi de belles stalactites de galène témoignant d'une genèse en milieu gazeux qui serait due, d'après J.J. Orgeval, à de véritables poches gazeuses piégées dans les cavités du paléokarst. Cet auteur a en effet mis en évidence, dans les croûtes de bitume tapissant certaines de ces cavités et provenant des marnes triasiques sus-jacentes, des gaz inclus résiduels tels : CH_4, C_2H_2, H_2S, CO_2 etc., ce qui rejoint la description par Ivan de Magnée [1] de cloches gazeuses analogues, à stalactites sulfurées, à CO_2, méthane et hydrocarbures qui furent recoupées par les sondages dans les zones plombo-zincifères de Belgique.

A *Saint Privat*, J. Connan et J.J. Orgeval [19] ont étudié en détail la géochimie des filons barytiques et de leurs épontes et montré que le schiste autunien riche en matières organiques, à peine mature, est la roche-mère des bitumes abondamment répandus dans les filons barytiques et dont la nature exclut une minéralisation autre qu'à basse température.

* auquel je tiens à exprimer ma reconnaissance pour les documents qu'il a bien voulu fournir pour le présent article.

Fig. 6. — Interprétation d'Harshman pour expliquer la précipitation gîtogène des gîtes d'Uranium, Vanadium « en rouleaux » du Wyoming lorsque l'état d'oxydation diminue pour passer à un état de réduction suffisant, dû à la matière organique rencontrée lors de la circulation des eaux, ou aux dégagements de H_2S dus à l'activité bioréductrice des bactéries anaérobies rencontrées. (d'après Harshman 1970) [3].



Les bitumes des filons témoignent par ailleurs de légradations bactériennes passées, probablement causées par des bactéries sulfatoréductrices qui s'alimentaient en carbone en dégradant les composants les huiles et synthétisaient l'H_2S, responsable de la éduction des solutions sulfatées véhiculant les ions nétalliques et de la précipitation des sulfures métalliques (galène, pyrite, bournonite, cuivre gris) accompagnant les cristallisations et recristallisations de barytine dans les parties précisément les plus riches en bitumes (planche I). L'origine des éléments métalliques peut être, d'après ces auteurs, une « *sécrétion latérale* » causée par « *drainance métallogénique* » nduite par la fracture en distension génératrice du ilon et drainant des eaux météoriques à travers les chistes autuniens.



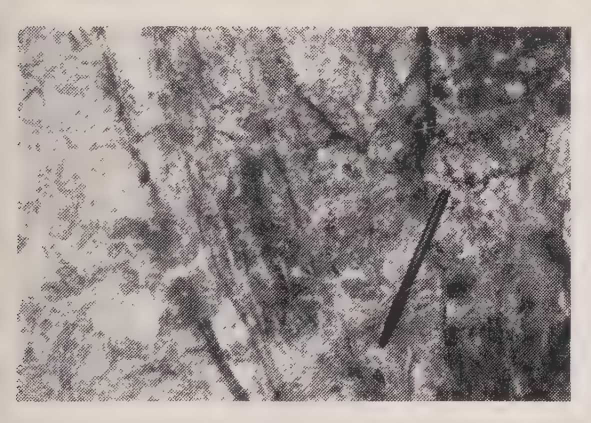


Planche I. — Mine de St-Privat.

— Front ouest du niveau - 45 montrant de gauche à droite :
 — un miroir de faille cannelé (C)
 — une zone de 1,50 m de barytine lamellaire (B)
 — une zone mylonitique de 0,50 à 0,70 m de puissance avec, près de l'éponte, de la barytine zonée, une *brèche à ciment de galène et de bitume* (C, B)
 — le miroir de faille (F)
 d'après J. Connan et J.J. Orgeval, 1973 [19].

— Détail de la photographie précédente montrant les microplans au sein de la masse barytique bréchisée et les imprégnations bitumineuses.

Le rôle de la matière organique semble donc souvent fondamental tant pour la genèse de roches-mères à métaux lourds provenant de l'*eau de mer*, lors de la sédimentation, que pendant et postérieurement à la diagenèse et à l'évolution en hydrocarbures, pour la précipitation par réduction des métaux véhiculés par des solutions sursalées d'eaux météoriques oxydantes ou d'eaux connées ou de compaction des sédiments argileux. *L'interaction post-diagénétique du cycle des eaux souterraines sursalées et de celui des matières organiques ayant accompagné les sédiments, combinée au jeu des bactéries anaérobies sulfatoréductrices, semble donc un des métallotectes fondamentaux de la précipitation des sulfures métalliques* (fig. 2), notamment de plomb et de zinc.

5. *INFLUENCE DE L'ENSEMBLE DU CONTEXTE GEOLOGIQUE SUR LE JEU DES EAUX SOUTERRAINES GITOGENIQUES ET DONC INDIRECTEMENT SUR LA GITOGENESE*

Pour terminer, nous voudrions insister sur la nécessité, là comme ailleurs, pour bien comprendre l'histoire des minéralisations, de faire une *étude intégrée de l'histoire géologique* de la zone en question.

L'évolution de la perméabilité des roches est en effet fonction de l'histoire spatiale et temporelle des sédimentations anciennes, de l'histoire des événements diagénétiques, épigénétiques et éventuellement métamorphiques conditionnés par les changements de température et de pression : fonction donc aussi de l'histoire magmatique et tectonique.

L'histoire paléotectonique et paléomorphologique (avec évolution des niveaux de base) peut souvent seule permettre de comprendre l'*évolution fondamentale des gradients hydrauliques.* Nous citerons à cet égard les *lois de répartition des gîtes riches de nickel de la Nouvelle-Calédonie, liés aux zones de paléodrainage et en particulier à celles constituées par les brèches et zones fracturées contemporaines de la mise en place par charriage des ultrabasites* [20] ; la destruction par lessivage de certains de ces gîtes riches (ibid.). Nous citerons aussi l'incidence, récemment reproduite au laboratoire, des contraintes tectoniques pour augmenter considérablement la *microfissuration* et donc la microporosité de certaines roches dans les zones atteintes par ces contraintes [21].

A noter ici que les études isotopiques et les études d'inclusions fluides (gazeuses ou liquides) permettant de reconstituer les caractéristiques de salinité, de température, de pH, etc., d'origine des paléo-environnements aqueux souterrains ont permis ces dernières années une approche beaucoup moins hypothétique de la réalité des choses.

Les incidents de l'histoire du globe terrestre dans son ensemble ne peuvent par ailleurs pas être négligés, certaines oscillations du niveau marin peuvent suffire à expliquer certaines apparitions ou certaines disparitions de minéralisations.

Les données de la *globotectonique* et l'évolution des grandes fractures médio-océaniques ou intracontinentales, les effondrements grabéniques, les surrections en horsts, les chevauchements, les subductions et les obductions peuvent expliquer en fin de compte les causes de certaines variations de perméabilité [15] ou de pression des eaux souterraines [22 et 15] (fig. 7). L'histoire vulcanologique et magmatique et celle du métamorphisme plus ou moins profond d'une région considérée peut renseigner sur les possibilités d'apparition d'eaux liées ou non à des cristallogenèses, sur l'évolution des gradients géothermiques, des gradients de pression, etc.

CONCLUSIONS

En conclusion, et tout en admettant évidemment que d'*autres mécanismes tout aussi incontestables* que ceux liés à la circulation des eaux souterraines peuvent intervenir dans la métallogénie des gîtes métallifères, nous voudrions ici insister sur *la nécessité, dans toute étude métallogénique, d'examiner dans le cadre du paléo-environnement géologique, la part éventuelle que peut jouer la paléo-hydrogéologie de la zone considérée en corrélation avec l'histoire de l'évolution, dans le même milieu souterrain, de la matière organique et de la vie bactérienne.*

Notre souhait est que les quelques exemples présentés ici fassent prendre conscience que d'ores et déjà leur *importance* apparaît comme *beaucoup plus générale* que ne l'avaient pensé jusqu'à présent la plupart des auteurs.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

Vu l'ampleur du sujet traité, seules sont données quelques publications récentes aux bibliographies desquelles nous renverrons pour plus de détails.

[1] de MAGNEE I., 1967. — Contribution à l'étude génétique des gisements belges de plomb, zinc et barytine. Genesis of stratiform Lead-Zinc-Barite Florite deposits (Mississipi Valley type deposits). A symposium pp. 255-266. J.S. Brown ed. Monogr. 3, *Econ. Geol.* Lancaster, Pens.

[2] AVIAS J., 1974. — Possibilité d'une interprétation hydrogéologique du volcanisme de type éruptif, et de l'évolution chimique du « basique à l'acide » des laves émises. *Mém. C.E.R.G.H.*, t. VIII, fasc. 1, Notes condensées, pp. 3-6, CERGA, Montpellier.

[3] HARSHMAN E.N., 1970. — Uranium ore rolls in the United States. *Int. Assoc. Atom. Ass.* 391/4, pp. 219-231, 6 fig., Vienne.

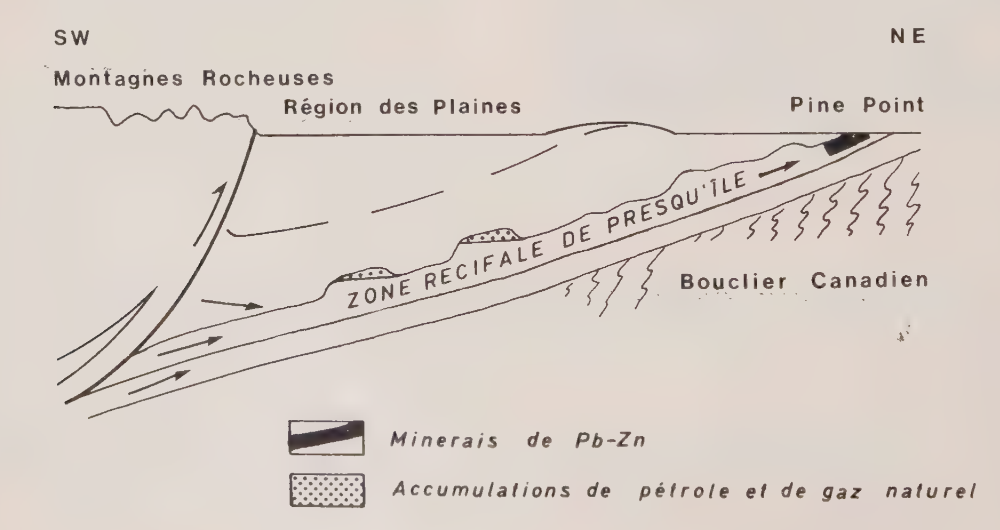
[4] SHAWE D.R., 1955. — Gisements en rouleaux et genèse des dépôts d'uranium-vanadium du plateau du Colorado. *Conf. Int. Util. Pac. En. Al.*, pp. 383-385, 2 fig., Genève.

[5] GARRIC J., HERY B., 1963. — Les gisements permo-carbonifères de l'Hérault. (*In :* Itinéraire géologique dans le Languedoc. Institut de Géologie, 17-20 Mai 1966), Montpellier (ronéo).

[6] AVIAS J., 1974. — Sur le contrôle tectonique en général et globotectonique en particulier des grands aquifères de fissure, notamment de la zone périméditerranéenne. *Mém. C.E.R.G.H.*, t. VIII, fasc. 1, Notes condensées, pp. 1-3, CERGA, Montpellier.

[7] McCORMICK J.F., CRAWFORD J. et alii, 1969. — Papers on the stratigraphy and Mine Geology of the Kingsport and Mascot formations (Lower Ordovician) of East Tennessee. State of Ten. Dep. of Cons. Div. of Geology. *Report of investigation* n° 23, pp. 1-90, 6 fig. Nashville.

Fig. 7. — Liaison des gîtes Pb-Zn des calcaires récifaux du Dévonien moyen de Pine Point (Canada), avec le « chenal de perméabilité » de la zone récifale, avec la pression lithostatique de la région des plaines et avec la pression tectonique due au chevauchement vers le Nord-Est des Montagnes Rocheuses sur cette région des Plaines.
(d'après Beale et Jackson 1968 [22] et J.J. Dozy 1973 [15].



[8] AVIAS J., 1971. — Réflexions sur le rôle de l'hydrogéologie et de la paléohydrogéologie dans la genèse, le remaniement et la destruction des gîtes minéraux en général, et des gîtes métallifères stratiformes en particulier. Colloque sur les tendances actuelles de la métallogénie. A.G.S.O. Castres 1971 *Mém. C.E.R.G.H.*, t. VI, fasc. 1, pp. 1-15, 9 fig., Montpellier.

[9] AVIAS J. et ORGEVAL J.J., 1974. — Contrôles hydrogéologiques de la formation et de la localisation des gîtes minéraux en général, et des gîtes associés aux roches carbonatées en particulier. *Mém. As. Int. Hydrog.*, Tome X, pp. 271-275.

[10] LAGNY P., 1975. — Le gisement plombo-zincifère de Salafossa (Alpes italiennes orientales). Remplissage d'un paléokarst triasique par des sédiments sulfurés. *Miner. Deposita*, T. 10, pp. 345-361, Springer Verlag, Berlin.

[11] ORGEVAL J.J., 1975. — Les remplissages karstiques minéralisés : exemples de la mine des Malines, Gard, France. Séance spéc. Soc. Géol. France. *Métallogénie et Géologie Minérale*. (Orléans, 3-4-5 Mai) (sous presse).

[12] ORGEVAL J.J. (en cours). — Contribution à l'étude géologique des minéralisations plombo-zincifères du socle carbonaté Cambrien de la Mine des Malines (Gard, France) relations de la minéralisation avec des structures paléokarstiques et l'environnement marno-dolomitique bitumineux triasique. Thèse, Montpellier.

[13] MELAS P., 1974. — Approche métallogénique de la notion de drainance appliquée aux formations argilocarbonées liasiques des Causes et de Lorraine. *Rapport de D.E.A.*, ron. 48 p., inédit, *C.E.R.G.H.* Montpellier.

[14] DE LAUNAY L., 1913. — Traité de Métallogénie, Gîtes Minéraux et métallifères. 3 vol. Béranger, Paris.

[15] DOZY J.J., 1973. — L'eau et la genèse des minerais hydrothermaux. *Ann. Soc. géol. Belgique*, t. 96, pp. 387-402, 14 fig. Bruxelles.

[16] DANDURAND J.L., FORTUNE J.P., PERAMI R., SCHOTT J. et TOLLON F., 1972. — On the importance of mechanical action and thermal gradient in the formation of metal bearing deposits. *Miner. Deposita*, vol. 7, pp. 339-350.

[17] SOULIE M., JOSEPH C., RODIER C., BIBENT B., 1976. — Concentration actuelle de barytine par percolation à l'interface Trias-socle dans le bassin de Bédarieux (34) France. I. Géologie, Minéralogie, Hydrogéologie. II. Géochimie, Métallogénie. *C.R. Ac. Sc.* Paris (2 notes sous presse).

[18] PELISSONNIER H., 1967. — Analyse paléohydrogéologique des gisements stratiformes de plomb, zinc, baryte, fluorine du type « Mississipi Valley ». *Econ. Geol. Monograph.*, 2 pp. 334-350, 10 fig.

[19] CONNAN J. et ORGEVAL J.J., 1973. — Les bitumes des minéralisations barytiques et sulfurées de St-Privat (bassin de Lodève, France). *Bull. Centre Rech. Pau.* — S.N.P.A., t. 7, fasc. 2, pp. 557-585, 11 fig., 2 tabl., 3 pl.

[20] AVIAS J., 1968. — Note sur les facteurs contrôlant la genèse et la destruction des gîtes de Nickel de la Nou- velle-Calédonie. Importance des facteurs hydrologiques et hydrogéologiques. *C.R. Ac. Sc.* Paris, t. 268, pp. 244-246.

[21] PERAMI R., 1971. — Contribution à l'étude expérimentale de la microfissuration des roches sous actions mécaniques et thermiques. Thèse Doct. Etat, Sc. Nat. Toulouse.

[22] BEALES F.W. et S.A. JACKSON, 1968. — Pine Point, a stratigraphical approach. *The Canadian Mining and Metallurgical (C.I.M.) Bull.*, vol. 61, n° 675, pp. 503-512.

Statistique des accidents survenus au cours de 1975 dans les mines de houille et dans les autres établissements surveillés par l'Administration des Mines

Statistiek van de ongevallen in de kolenmijnen en in de andere inrichtingen onder het toezicht van de Administratie van het Mijnwezen in 1975

AVANT-PROPOS

La statistique des accidents survenus au cours de l'année 1975 dans les mines de houille et dans les autres établissements surveillés par l'Administration des Mines ne comporte pas d'innovation marquante par rapport à l'année précédente.

L'Administration sera toujours reconnaissante à toute personne qui lui suggérerait des améliorations à apporter au contenu de cette étude où à sa présentation.

Le Directeur général des Mines,
ir. J. MEDAETS.

WOORD VOORAF

De statistiek van de ongevallen in de kolenmijnen en in de andere inrichtingen waarop de Administratie van het Mijnwezen toezicht uitoefent heeft in 1975 geen opvallende veranderingen ondergaan tegenover 1974

De Administratie dankt de lezers die verbeteringen aan de vorm of de inhoud van deze studie mochten voorstellen

De Directeur-Generaal der Mijnen,
ir. J. MEDAETS.

TABLE DES MATIERES

INHOUD

3. MINIERES ET CARRIERES A CIEL OUVERT
4. USINES — INDUSTRIE SIDERURGIQUE
5. FABRIQUES D'EXPLOSIFS

1. — *MINES DE HOUILLE 1975*

11. — *Introduction*

La statistique des accidents du travail survenus dans les mines de houille en 1975 répartit les accidents d'une part, suivant leur cause matérielle en 12 rubriques principales et 50 sous-rubriques pour les accidents du fond, 10 rubriques principales pour les accidents de surface et d'autre part, suivant l'importance de l'incapacité de travail qui comporte 4 classes de gravité : « 1 à 3 jours », « 4 à 20 jours », « 21 à 56 jours » et « 56 jours et plus ».

Le décès survenu dans un délai de 56 jours à dater de l'accident est rangé dans les accidents mortels sous la rubrique « tués ».

Le tableau n° 1 reprend les accidents du fond qui ont entraîné au cours de l'année 1975 dans chaque région minière et dans le Royaume, une incapacité de travail durant 1 jour au moins, le jour de l'accident non compris.

Le tableau n° 1bis reprend les accidents survenus à la surface et sur le chemin du travail, ainsi que le calcul des proportions de tués.

A noter que tous les accidents des fabriques d'agglomérés et des autres établissements connexes des houillères sont compris dans les relevés des accidents de surface des charbonnages.

Aussi les taux de fréquence et de gravité des accidents du fond, de la surface et de l'ensemble fond et surface sont ils calculés par rapport aux prestations de tout le personnel intéressé de l'entreprise, y compris celui des industries connexes.

C'est la raison pour laquelle les nombres de postes prestés au fond et surtout à la surface, tels qu'ils sont indiqués au bas du tableau n° 1*bis*, peuvent différer sensiblement des nombres de postes correspondants d'autres statistiques, lesquels ne concernent que les travaux d'exploitation de la houillière proprement dite.

111. Fond

Le nombre total des victimes d'accidents du fond s'est élevé en 1975 à 12.511. Il est inférieur (— 4,5 %) à celui de 1974 (13.105). Comme le nombre de postes prestés convertis en postes de 8 heures a augmenté, lui, de 4,4 %, le nombre de victi-

3. GROEVEN EN GRAVERIJEN IN DE OPEN LUCHT
4. FABRIEKEN — STAALNIJVERHEID
5. SPRINGSTOFFABRIEKEN

1. — *KOLENMIJNEN 1975*

11. — *Inleiding*

De statistiek van de arbeidsongevallen die zich in 1975 in de steenkolenmijnen hebben voorgedaan, deelt die ongevallen in, eensdeels naar hun materiële oorzaken, in 12 hoofdrubrieken en 50 rubrieken voor de ondergrondse ongevallen en in 10 hoofdrubrieken voor de bovengrondse ongevallen en anderdeels naar de duur van de arbeidsongeschiktheid, die 4 klassen omvat : « 1 tot 3 dagen », « 4 tot 20 dagen », « 21 tot 56 dagen » en « 56 dagen en meer ».

Het overlijden binnen 56 dagen na het ongeval wordt, onder de rubriek « doden », tot de dodelijke ongevallen gerekend.

In tabel 1 worden de ondergrondse ongevallen aangegeven die in de loop van het jaar 1975 in elke mijnstreek en voor het hele Rijk een arbeidsongeschiktheid van ten minste 1 dag tot gevolg hebben gehad, de dag van het ongeval niet inbegrepen.

In tabel 1*bis* worden de bovengrondse ongevallen en de ongevallen op de weg naar en van het werk aangegeven, alsmede het aantal doden per miljoen diensten of per miljoen ton.

Alle ongevallen in brikettenfabrieken en andere nevenbedrijven van kolenmijnen zijn begrepen in de cijfers van de ongevallen op de bovengrond.

De veelvuldigheidsvoet en de ernstvoet van de ongevallen in de ondergrond, op de bovengrond en voor boven- en ondergrond samen, worden dan ook berekend op de prestaties van al het betrokken personeel van de onderneming, dat van de nevenbedrijven inbegrepen.

Daarom kan het aantal in de ondergrond en vooral op de bovengrond verrichte diensten dat in tabel 1*bis* vermeld is merkelijk verschillen van de cijfers die in andere statistieken aangeduid zijn welke alleen op de ontginning van de eigenlijke mijn betrekking hebben.

111. *Ondergrond*

In 1975 waren er in totaal 12.511 slachtoffers van ongevallen in de ondergrond. Dit is minder (— 4,5 %) dan in 1974 (13.105). Aangezien het aantal diensten, in dagen van 8 uren omgerekend, in dezelfde periode met 4,4 % vermeerderd is, is het

TABLEAU n° 1 — *Accidents survenus dans les mines de houille en 1975*

CATEGORIES D'ACCIDENTS — Accidents du fond		N°
I. — Eboulements, chutes de pierres et de blocs de houille.	En taille, abattage et suite à l'abattage	010
	En taille, contrôle du toit (foudroyage, remblayage, etc.)	011
	Dans les galeries en veine de toute nature (y compris les préparatoires) : à front	012
	à l'arrière	013
	Dans les galeries en roches à front	014
	à l'arrière	015
	Dans les puits et burquins	016
	Total I	01 +
II. — Transports (à l'exclusion des accidents dus à l'électricité).	Continus en tailles et en galeries, par :	
	gravité	020
	courroies	021
	convoyeurs métalliques à raclettes	022
	autres convoyeurs métalliques	023
	En galeries horizontales par wagonnets et hiercheurs	024
	locomotives	025
	treuils et câbles ou chaînes, pousseurs	026
	En galeries inclinées par wagonnets et poulies ou treuils et câbles ou chaînes	027
	En tous travaux autres que les puits par tous autres moyens	028
	Dans les puits et burquins	029
	Total II	02+
III. — Chutes de la victime (chutes, faux pas, trébuchements, glissades, heurts ou accrochage à des parties saillantes, déchirures, foulures, luxations, etc.).	a) **A l'occasion de la circulation :**	
	— Dans les tailles et montages en plateure	030
	— Dans les tailles et montages en dressant	031
	— Dans les galeries horizontales ou faiblement inclinées	032
	— Dans les cheminées et les galeries inclinées	033
	— Dans les puits et burquins	034
	b) **Au cours d'autres opérations :**	
	— Dans les tailles et montages en plateure	035
	— Dans les tailles et montages en dressant	036
	— Dans les galeries horizontales ou faiblement inclinées	037
	— Dans les cheminées et les galeries inclinées	038
	— Dans les puits et burquins	039
	Total III	03+
IV. — Machines, outils et soutènement	**Machines** — Machines d'abattage	040
	Chargeuses	041
	Remblayeuses	042
	Autres machines et mécanismes	043
	Outils — Outils ordinaires	044
	Outils pneumatiques ou électriques à main	045
	Soutènement — Manipulation pour la mise en œuvre des bois de soutènement	046
	Manipulation pour la mise en œuvre d'étançons, cadres	047
	Manipulation pour la mise en œuvre de claveaux et de panneaux	048
	Autres manipulations d'éléments de soutènement	049
	Total IV	04+
V. — Chutes d'objets.	Manipulation de rails, tuyaux et autres éléments métalliques	050
	Manipulation d'autres matériaux	051
	Dérives d'objets dans les déclivités naturelles	052
	Chutes d'objets dans les puits et burquins	053
	Chutes de machines	054
	Chutes d'outils	055
	Chute de soutènement	056
	Autres chutes d'objets divers	057
	Total V	05+
VI. — Explosifs (non compris les coups de grisou ou de poussières provoquées par)		06+
VII. — Inflammations et explosions de grisou et/ou de poussières de charbon		07+
VIII. — Dégagements instantanés, anoxies, asphyxies et intoxications par gaz naturels	a) Dégagements instantanés	08a
	b) Anoxies, asphyxies et intoxications par gaz naturels	08b
	Total VIII	08+
IX. — Feux de mine et incendies		09+
X. — Coups d'eau		010+
XI. — Courant électrique		011+
XII. — Autres causes	— air comprimé	120
	— survenus à la surface à des ouvriers du fond	121
	— autres causes	122
	Total XII	012+
	Totaux généraux pour le fond	**Total**

N°	Victimes Slachtoffers	Incapacités temporaires Tijdelijke ongeschiktheid				Blessés avec incapacités permanentes Gekwetsten met blijvende ongeschiktheid		Tués Doden
		1 à 3 jours 1 tot 3 dagen	4 à 20 jours 4 tot 20 dagen	21 à 56 jours 21 tot 56 dagen	Plus de 56 jours Meer dan 56 dagen	< 20 %	⩾ 20 %	
010	1135	130	798	183	24	7	—	—
011	481	51	365	58	7	—	—	—
012	248	34	179	31	4	1	—	—
013	151	25	96	28	2	1	—	—
014	33	3	24	6	—	—	—	—
015	43	8	28	5	2	—	—	—
016	1	—	1	—	—	—	—	—
01 +	2092	251	1491	311	39	9	—	—
020	204	57	114	26	7	—	—	—
021	38	5	22	9	2	1	—	—
022	54	1	28	19	6	3	—	—
023	1	1	—	—	—	—	—	—
024	70	13	44	12	1	—	—	—
025	34	1	16	12	5	1	—	1
026	69	8	41	15	5	1	—	—
027	5	1	3	1	—	—	—	—
028	16	3	8	2	3	1	1	—
029	1	1	—	—	—	—	—	—
02 +	492	91	276	96	29	7	1	—
030	55	6	39	8	2	—	—	—
031	2	—	—	2	—	—	—	—
032	137	22	86	21	8	1	—	—
033	48	5	32	11	—	—	—	—
034	1	—	1	—	—	—	—	—
035	142	29	83	26	4	2	—	—
036	5	—	3	2	—	—	—	—
037	170	29	100	33	8	—	—	—
038	21	1	10	6	4	1	—	—
039	5	2	2	1	—	—	—	—
03 +	586	94	356	110	26	4	—	—
040	8	1	2	3	2	—	—	—
041	7	2	3	2	—	—	—	—
042	—	—	—	—	—	—	—	—
043	54	9	23	20	2	1	—	—
044	166	22	123	17	4	1	1	—
045	113	36	71	6	—	—	—	—
046	63	7	42	14	—	—	—	—
047	391	33	226	120	12	7	—	—
048	—	—	—	—	—	—	—	—
049	162	23	101	36	2	—	—	—
04 +	964	133	591	218	22	9	1	—
050	318	38	213	58	9	3	—	—
051	75	12	55	8	—	—	—	—
052	13	2	9	—	2	—	—	—
053	1	—	1	—	—	—	—	—
054	8	3	1	4	—	—	—	—
055	8	2	5	1	—	—	—	—
056	99	14	69	12	4	1	—	—
057	70	8	48	11	3	—	—	—
05 +	592	79	401	94	18	4	—	—
06 +	—	—	—	—	—	—	—	—
07 +	—	—	—	—	—	—	—	—
08a	—	—	—	—	—	—	—	—
08b	—	—	—	—	—	—	—	—
08 +	—	—	—	—	—	—	—	—
09 +	—	—	—	—	—	—	—	—
010 +	—	—	—	—	—	—	—	—
011 +	1	—	1	—	—	—	—	—
120	34	13	20	1	—	—	—	—
121	13	5	6	2	—	—	—	—
122	230	83	127	19	1	1	1	—
012 +	277	101	153	22	1	1	—	—
Total Totaal	5004	749	3269	851	135	34	2	1

N°	Victimes Slachtoffers	Incapacités temporaires Tijdelijke ongeschiktheid				Blessés avec incapacités permanentes Gekwetsten met blijvende ongeschiktheid		Tués Doden
		1 à 3 jours 1 tot 3 dagen	4 à 20 jours 4 tot 20 dagen	21 à 56 jours 21 tot 56 dagen	Plus de 56 jours Meer dan 56 dagen	< 20 %	⩾ 20 %	
010	1130	260	768	82	20	49	—	1
011	447	105	295	38	9	28	—	—
012	612	127	444	33	8	14	1	-
013	268	83	167	14	4	6	—	-
014	129	25	91	10	3	3	—	—
015	60	10	39	10	1	4	—	—
016	31	12	16	3	—	1	—	—
01+	2677	622	1820	190	45	105	1	1
020	—	—	—	—	—	—	—	—
021	75	14	45	12	4	5	1	—
022	46	6	29	8	3	3	—	—
023	59	8	32	11	8	9	1	1
024	90	10	61	17	2	6	—	—
025	178	41	98	24	15	26	2	2
026	107	16	64	21	6	9	—	2
027	18	3	10	5	—	2	—	—
028	110	17	77	11	5	7	—	—
029	4	—	3	1	—	—	1	—
02+	687	115	419	110	43	67	5	5
030	7	1	5	1	—	1	—	—
031	1	—	1	—	—	—	—	—
032	46	4	38	3	1	4	—	—
033	3	2	1	—	—	—	—	—
034	6	3	2	1	—	—	—	—
035	114	28	73	9	4	5	1	—
036	1	—	1	—	—	—	—	—
037	609	141	408	52	8	17	—	—
038	5	1	3	1	—	—	—	—
039	26	8	17	1	—	1	—	—
03+	818	188	548	69	13	29	1	—
040	29	5	19	4	1	2	—	3
041	12	—	8	3	2	3	1	—
042	6	3	3	—	—	—	—	—
043	120	9	91	17	3	6	-	—
044	269	79	176	11	3	5	—	—
045	156	48	93	13	2	5	—	—
046	36	11	21	3	1	3	—	—
047	410	62	283	55	10	27	3	—
048	59	8	43	6	2	4	—	—
049	302	65	209	24	4	8	—	—
04+	1400	290	946	136	28	63	4	3
050	579	122	392	51	14	26	—	—
051	212	42	148	19	3	5	—	—
052	3	—	3	—	—	—	—	—
053	1	1	—	—	—	—	—	—
054	7	1	5	—	1	1	—	—
055	9	1	6	1	1	1	—	—
056	386	94	244	45	3	10	1	—
057	385	102	234	45	4	15	—	—
05+	1582	363	1032	161	26	58	1	—
06+	1	—	1	—	—	—	—	—
07+	—	—	—	—	—	—	—	—
08a	—	—	—	—	—	—	—	—
08b	1	1	—	—	—	—	—	—
08+	1	1	—	—	—	—	—	—
09+	1	—	1	—	—	—	—	—
010+	—	—	—	—	—	—	-	—
011+	2	—	1	—	1	—	—	—
120	52	24	27	1	—	—	—	—
121	50	17	33	—	—	1	—	—
122	236	159	74	2	1	4	—	—
012+	338	200	134	3	1	5	—	—
Total Totaal	7507	1779	4902	669	157	327	12	9

N°	Victimes Slachtoffers	Incapacités temporaires Tijdelijke ongeschiktheid				Blessés avec incapacités permanentes Gekwetsten met blijvende ongeschiktheid		Tués Doden
		1 à 3 jours 1 tot 3 dagen	4 à 20 jours 4 tot 20 dagen	21 à 56 jours 21 tot 56 dagen	Plus de 56 JOURS Meer dan 56 dagen	< 20 %	≥ 20 %	
010	2265	390	1566	265	44	56	—	1
011	928	156	660	96	16	28	—	—
012	860	161	623	64	12	15	1	—
013	419	108	263	42	6	7	—	—
014	162	28	115	16	3	3	—	—
015	103	18	67	15	3	4	—	—
016	32	12	17	3	—	1	—	—
01 +	4769	873	3311	501	84	114	1	1
020	204	57	114	26	7	—	—	—
021	113	19	67	21	6	6	1	—
022	100	7	57	27	9	6	—	—
023	60	9	32	11	8	9	1	1
024	160	23	105	29	3	6	—	—
025	212	42	114	36	20	27	2	2
026	176	24	105	36	11	10	—	2
027	23	4	13	6	—	2	—	—
028	126	20	85	13	8	8	2	—
029	5	1	3	1	—	—	—	—
02 +	1179	206	695	206	72	74	6	5
030	62	7	44	9	2	1	—	—
031	3	—	—	3	—	1	—	—
032	183	26	124	24	9	5	—	—
033	51	7	33	11	—	—	—	—
034	7	3	3	1	—	—	—	—
035	256	57	156	35	8	7	1	—
036	6	—	4	2	—	—	—	—
037	779	170	508	85	16	17	—	—
038	26	2	13	7	4	1	—	—
039	31	10	19	2	—	1	—	—
03 +	1404	282	904	179	39	33	1	—
040	37	6	21	7	3	2	—	3
041	20	2	11	5	2	3	1	—
042	6	3	3	—	—	—	—	—
043	174	18	114	37	5	7	—	—
044	435	101	299	28	7	6	1	—
045	269	84	164	19	2	5	—	—
046	99	18	63	17	1	3	—	—
047	801	95	509	175	22	34	3	—
048	59	8	43	6	2	4	—	—
049	464	88	310	60	6	8	—	—
04 +	2364	423	1537	354	50	72	5	3
050	897	160	605	109	23	29	—	—
051	287	54	203	27	3	5	—	—
052	16	2	12	—	2	—	—	—
053	2	1	1	—	—	—	—	—
054	15	4	6	4	1	1	—	—
055	17	3	11	2	1	1	—	—
056	485	108	313	57	7	11	1	—
057	455	110	282	56	7	15	—	—
05 +	2174	442	1433	255	44	62	1	—
06 +	1	—	1	—	—	—	—	—
07 +	—	—	—	—	—	—	—	—
08a	—	—	—	—	—	—	—	—
08b	1	1	—	—	—	—	—	—
08 +	1	1	—	—	—	—	—	—
09 +	3 1	—	1	—	—	—	—	—
010 +	—	—	—	—	—	—	—	—
011 +	3	—	2	—	1	—	—	—
120	86	37	47	2	—	—	—	—
121	63	22	39	2	—	1	—	—
122	466	242	201	21	2	5	—	—
012 +	615	301	287	25	2	6	—	—
Total Totaal	12511	2528	8171	1520	292	361	14	9

Nr	KATEGORIEEN VAN ONGEVALLEN — Ongevallen in de ondergrond		
010	**I. — Instortingen, vallen van stenen en blokken kool.**		In pijlers, bij de winning en het vervolg van de winning
011			In pijlers, bij de dakkontrole (dakbreuk, opvulling, enz.)
			In om het even welke mijngangen in de kolen (voorbereid. inbegr.)
012			aan het front
013			achter het front
014			In steengangen : aan het front
015			achter het front
016			In schachten en blinde schachten
01+			**Totaal I**
	II. — Vervoer (met uitsluiting van de ongevallen veroorzaakt door elektriciteit)		Bestendig vervoer in pijlers en mijngangen door middel van :
020			de zwaartekracht
021			bandtransporteurs
022			pantsertransporteurs
023			andere metalen transporteurs
024			In vlakke mijngangen door middel van wagentjes en slepers
025			lokomotieven
026			lieren met kabels of kettingen, stootinstallaties
027			In hellende mijngangen door middel van wagentjes en katrollen of lieren met kabels of kettingen
028			In alle werken buiten de schachten, met alle andere middelen
029			In schachten en blinde schachten
02+			**Totaal II**
	III. — Vallen van het slachtoffer (vallen, struikelen, uitglijden, stoten tegen uitstekende delen of er blijven aan haken, scheurwonden, verstuiking of ontwrichting, enz.)		a) **Bij het doorlopen :**
030			— In pijlers en ophouwen in vlakke lagen
031			— In pijlers en ophouwen in steile lagen
032			— In vlakke of licht hellende mijngangen
033			— In kokers en hellende mijngangen
034			— In schachten en blinde schachten
			b) **Tijdens andere verrichtingen :**
035			— In pijlers en ophouwen in vlakke lagen
036			— In pijlers en ophouwen in steile lagen
037			— In vlakke of licht hellende mijngangen
038			— In kokers en hellende mijngangen
039			— In schachten en blinde schachten
03+			**Totaal III**
040	**IV. — Machines, gereedschap en ondersteuning**	**Machines**	Winmachines
041			Laadmachines
042			Vulmachines
043			Andere machines en tuigen
044		**Gereedschap**	Gewoon gereedschap
045			Door perslucht of elektr. gedreven handgereedschap
047		**Ondersteuning**	Manipulatie voor het gebruik van houten ondersteuningsmiddelen
048			Manipulatie voor het gebruik van stijlen, ramen
049			Manipulatie voor het gebruik van betonblokken en panelen
			Andere manipulaties van ondersteuningsmiddelen
04+		**Totaal IV**	
050	**V. — Vallen van voorwerpen**		Manipulatie van spoorstaven, buizen en andere metalen stukken
051			Manipulatie van andere materialen
052			Wegschieten van voorwerpen in natuurlijke hellingen
053			Vallen van voorwerpen in schachten en blinde schachten
054			Vallen van machines
055			Vallen van gereedschap
056			Vallen van ondersteuningsmiddelen
057			Vallen van allerlei andere voorwerpen
05+			**Totaal V**
06+	**VI. — Springstoffen** (de ontploffingen van mijngas en kolenstof veroorzaakt door springstoffen niet inbegrepen)		
07+	**VII. — Ontvlamming en ontploffing van mijngas en/of kolenstof**		
08a	**VIII. — Gasdoorbraken : zuurstoftekort, verstikking en vergiftiging door natuurlijke gassen**		a) Gasdoorbraken
08b			b) Zuurstoftekort, verstikking en vergiftiging door natuurlijke gassen
08+			**Totaal VIII**
09+	**IX. — Mijnvuur en branden**		
010+	**X. — Waterdoorbraken**		
011+	**XI. — Elektrische stroom**		
120	**XII. — Andere oorzaken**		— Perslucht
121			— Op de bovengrond aan de ondergr. arbeid. overkomen
122			— Andere oorzaken
012+			**Totaal XII**
Totaal			**Algemeen totaal van de ondergrond**

TABLEAU n° 1 bis — *Accidents survenus dans les mines de houille en 1975*

TABEL nr 1 bis — *In 1975 in de kolenmijnen gebeurde ongevallen*

	Sud Zuiden	Nord Noorden	Royaume Het Rijk	
Accidents de la surface	458	337	795	**Ongevallen op de bovengrond**
Accidents du fond	5 004	7 516	12 520	**Ongevallen in de ondergrond**
Total général fond et surface	5 462	7 853	13 315	**Algemeen totaal ondergrond en bovengrond**
Accidents sur le chemin du travail « Accidents de trajet »	59	106	165	**Ongevallen op de weg naar en van het werk** « Trajectongevallen »
Calcul des proportions de tués	**Sud Zuiden**	**Nord Noorden**	**Royaume Het Rijk**	**Berekening van de verhouding van het aantal doden**
Nombre de postes effectués convertis en postes de 8 heures				Aantal verrichte diensten omgezet in diensten van 8 uren
Fond	897 436	2 858 204	3 755 640	Ondergrond
Surface	514 150	1 002 235	1 516 385	Bovengrond
Fond et surface	1 411 586	3 860 439	5 272 025	Ondergrond en bovengrond
Proportion de tués par million d'hommes-postes				**Verhouding van het aantal doden per miljoen man-diensten**
Fond	—	3,14	2,40	Ondergrond
Surface	—	—	—	Bovengrond
Fond et surface	—	2,33	1,71	Ondergrond en bovengrond
Nombre de tonnes nettes extraites	1 506 993	5 971 710	7 478 703	Aantal netto gewonnen ton
Proportion de tués par million de tonnes nettes extraites :				**Verhouding van het aantaal doden per miljoen netto-gewonnen ton**
Fond	—	1,51	1,20	**Ondergrond**
Surface	—	—	—	**Bovengrond**
Fond et surface	—	1,51	1,20	**Ondergrond en bovengrond**
Nombre de victimes par million de postes prestés				**Aantal slachtoffers per miljoen verstrekte diensten**
Fond	5 576	2 630	3 334	Ondergrond

mes d'accidents par million de postes prestés a diminué (3.545 contre 3.642 en 1974 : — 8,5 %).

Dans le nord, ce rapport était de 2.630 en 1975, contre 2.803 en 1974, soit une diminution de — 6,2 %.

Dans le Sud le rapport est passé de 5.375 en 1974 à 5.576 en 1975 (+ 3,75 %).

On observe une amélioration dans le Nord et une aggravation dans le Sud.

Les accidents causés par les *éboulements et chutes de pierres et de blocs de houille,* restent de loin les plus nombreux et se décomposent comme suit :

— en taille :	
au cours de l'abattage et des travaux qui y font suite	2.265
au cours des travaux de contrôle du toit	928
— dans les galeries en veine de toute nature	1.279
— dans les galeries au rocher	265
— dans les puits et burquins	32
Soit au total :	4.769

La proportion d'accidents de cette nature par rapport à l'ensemble des accidents du fond s'établit ainsi à 38,1 % et s'est maintenue par rapport à 1974 (37,7 %). Cette proportion atteignait près de 50 % en 1956. Elle est moindre dans le Nord (35,6 %) que dans le Sud (41,8 %). La proportion de ces accidents dans l'ensemble des cas mortels du fond est redescendue à 11 % en 1975, alors qu'elle était de 33 % en 1974.

Les accidents occasionnés par le fonctionnement de *machines d'abattage, chargeuses, remblayeuses et autres machines,* ainsi que *l'emploi d'outils et la manipulation d'éléments de soutènement* occupent la seconde place d'importance des causes d'accidents. On a enregistré sous cette rubrique en 1975, 2.365 accidents (18,9 %) du total des accidents du fond . La manipulation d'éléments de soutènement a fait 1.423 victimes contre 1.519 en 1974 (— 6,3 %).

Les manipulations diverses et chutes d'objets viennent au troisième rang des causes d'accidents avec 2.174 victimes en 1975 contre 2.129 en 1974, soit une augmentation de 2,2 %. La proportion des victimes d'accidents de cette catégorie s'est élevée en 1975 (17,4 % du nombre total des accidents du fond, contre 16,2 % en 1974).

La circulation du personnel (chutes, heurts, foulures etc.) vient en quatrième rang des causes d'accidents, quant au nombre de victimes, avec 1.404 victimes (11,2 %).

Les transports sont au cinquième rang des causes d'accidents, quant au nombre, avec 1179 victimes,

totaal aantal slachtoffers van ongevallen per miljoen diensten afgenomen (3.334 tegenover 3.642 in 1974 : — 8,5 %).

In het Noorden was die verhouding 2.630 in 1975, tegenover 2.803 in 1974, wat neerkomt op een daling met — 6,2 %.

In het Zuiden is de verhouding gestegen van 5.375 in 1974 tot 5.576 in 1975 (+ 3,75 %).

In het Noorden wordt een verbetering, in het Zuiden een verslechtering waargenomen.

De ongevallen door *instortingen en door het vallen van stenen en blokken kool* veroorzaakt, zijn nog steeds het talrijkst en worden als volgt verdeeld :

— in pijlers :	
tijdens de winning en het vervolg van de winning	2.265
tijdens verrichtingen voor de dakcontrole	928
— in om het even welke gangen in de kolen	1.279
— in de gangen in het gesteente	265
— in schachten en blinde schachten	32
Samen :	4.769

Deze ongevallen vormen samen 38,1 % van het totaal aantal ondergrondse ongevallen, wat haast gelijk is aan het cijfer van 1974 (37,7 %. In 1956 was dat bijna 50 %. Het percentage ligt lager in het Noorden (35,6 %) dan in het Zuiden (41,8 %). Onder de dodelijke ongevallen in de ondergrond zijn er 11 % aan deze oorzaak toe te schrijven, tegenover 33 % in 1974.

Op de tweede plaats komen de ongevallen veroorzaakt door *winmachines, laadmachines, vulmachines en andere machines,* evenals door *het gebruik van gereedschap en de manipulatie van ondersteuningsmiddelen.* Onder deze rubriek vielen, in 1975, 29365 ongevallen (18,9 % van het totaal aantal ongevallen in de ondergrond). De manipulatie van ondersteuningsmiddelen heeft 1.423 slachtoffers gemaakt, tegenover 1.519 in 1974 (— 6,3 %).

Diverse manipulaties en het vallen van voorwerpen komen op de derde plaats, wat de oorzaken van de ongevallen betreft, met 2.174 slachtoffers in 1975 tegenover 2.129 in 1974, d.i. een vermeerdering met 2,2 %. Proportioneel is het aantal slachtoffers van ongevallen in deze kategorie toegenomen in 1975 (17,4 % van het totale aantal ongevallen in de ondergrond, tegen 16,2 % in 1974).

De vierde oorzaak van ongevallen naar het aantal slachtoffers, is *het circuleren van het personeel (vallen, zich stoten, verstuikingen, enz.),* met 1.404 slachtoffers (11,2 %).

Het vervoer komt op de vijfde plaats, wat het aantal betreft, met 1179 slachtoffers, d.i. 9,4 % van het

soit 9,4 % de l'ensemble des accidents du fond. En revanche, on relève 5 accidents mortels.

Le nombre d'accidents dus aux *explosifs et à l'électricité* a été de 4 au total.

On relève enfin sous la rubrique « *autres causes* » 615 accidents, dont 86 imputables à l'air comprimé et 63 survenus à la surface à des ouvriers du fond, en dehors du poste de travail proprement dit.

112. *Surface*

A la surface, le nombre d'accidents est de 795 pour le Royaume contre 918 en 1974. Le nombre d'accident dans le Nord (337) est moins élevé que dans le Sud (458).

113. *Chemin du travail*

En 1975, il y a eu 165 accidents sur le chemin du travail contre 171 en 1974.

12. — Taux de fréquence, de gravité, de risque au fond et à la surface

Rappelons que par un arrêté royal du 29 avril 1958 le nombre de journées de chômage attribuées à tout accident mortel ou ayant entraîné une incapacité permanente totale a été portée à 7 500 et que ce même arrêté a disposé que le nombre conventionnel de journées de chômage attribuées au cas d'incapacité permanente partielle est le produit de 7 500 par le taux réel d'incapacité permanente attribué définitivement par les services médicaux compétents.

Le tableau n° 2 donne les taux de fréquence et les taux de gravité des accidents survenus au fond et à la surface des mines de houille, dans le Sud, le Nord et dans le Royaume.

Le taux de fréquence — c'est-à-dire le nombre d'accidents par million d'heures de travail — a été de 416 au fond (455 en 1974) et 65 à la surface (76 en (974).

Dans le Sud, le taux de fréquence a augmenté de 4 % au fond et a diminué de 10 % à la surface. Dans le Nord on observe également une amélioration du taux de fréquence tant au fond (— 6 %) qu'à la surface (— 12 %).

Pour le fond, le taux de loin le plus élevé s'observe à nouveau, comme précédemment, dans le Sud, 696, plus que le double du taux relevé dans le Nord (328).

totale aantal ongevallen in de ondergrond. Maar in 1975 hebben zich 5 dodelijke ongevallen voorgedaan.

Springstoffen en elektriciteit hebben in totaal 4 ongevallen veroorzaakt.

Onder de rubriek « *andere oorzaken* » komen 615 ongevallen voor, 86 te wijten aan het gebruik van perslucht en 63 die op de bovengrond overkomen zijn aan de ondergrondse arbeiders, buiten de eigenlijke arbeidsdienst.

112. *Bovengrond*

Op de bovengrond zijn er in 1975 in heel het Rijk 795 ongevallen gebeurd, tegen 918 in 1974. In het Noorden hebben zich minder ongevallen voorgedaan (337) dan in het Zuiden (458).

113. *Op de weg naar of van het werk*

In 1975 hebben zich 165 ongevallen voorgedaan op de weg naar of van het werk, tegen 171 in 1974.

12. — Veelvuldigheidsvoet, ernst- en risicovoet in de ondergrond en op de bovengrond

Men weet dat een koninklijk besluit van 29 april 1958 het aantal afwezigheidsdagen, voor ieder dodelijk ongeval of voor ieder ongeval met een totale blijvende ongeschiktheid aangerekend, op 7 500 gebracht heeft en dat hetzelfde besluit bepaald heeft dat het konventioneel aantal afwezigheidsdagen, voor de ongevallen met gedeeltelijke blijvende ongeschiktheid aangerekend, gelijk is aan het produkt van 7 500 met het door de bevoegde medische diensten definitief toegekende percentage van blijvende ongeschiktheid.

In tabel 2 worden de veelvuldigheidsvoet en de ernstvoet van de ongevallen in de ondergrond en op de bovengrond van de kolenmijnen aangeduid voor het Zuiden, voor het Noorden en voor heel het Rijk.

De veelvuldigheidsvoet, d.i. het aantal ongevallen per miljoen werkuren, beliep 416 voor de ondergrond (455 in 1974) en 65 op de bovengrond (76 in 1974).

In het Zuiden is de veelvuldigheidsvoet met 4 % toegenomen in de ondergrond en met 10 % verminderd op de bovengrond. In het Noorden is de veelvuldigheidsvoet gedaald, zowel in de ondergrond (— 6 %) als op de bovengrond (— 12 %).

Voor de ondergrond wordt het hoogste cijfer weer in het Zuiden waargenomen, nl. 696, d.i. ruim tweemaal meer dan in het Noorden (328).

TABLEAU n° 2. — *Taux de fréquence et de gravité des accidents survenus au fond et à la surface des mines de houille en 1975 et nombre moyen de journées chômées par accident*

TABEL 2. — *Veelvuldigheidsvoet en ernstvoet van de in 1975 in de ondergrond en op de bovengrond van de kolenmijnen gebeurde ongevallen en gemiddeld aantal verletdagen per ongeval*

			SUD / ZUIDEN		NORD / NOORDEN		ROYAUME / HET RIJK	
			Fond / Ondergrond	Surface / Bovengrond	Fond / Ondergrond	Surface / Bovengrond	Fond / Ondergrond	Surface / Bovengrond
Nombre de postes de 8 heures effectuées en 1975 : n		Aantal diensten van 8 uren verricht in 1975 : n	894 436	514 150	2 858 204	1 002 235	3 755 640	1 516 385
Nombre d'accidents chômants (y compris les cas de mort) : A		Aantal ongevallen met arbeidsverzuim (dodelijke ongevallen inbegrepen) : A	5 004	458	7 516	337	12 520	795
Taux de fréquence T_f = (1975)	$\frac{A \times 10^6}{8n}$	Veelvuldigheidsvoet (1975)	**696**	**111**	**328**	**42**	**416**	**65**
Rappel de 1974 : T_f		Idem voor 1974 : T_f	672	124	350	48	455	76
Nombre de jours d'incapacité temporaire (à l'exclusion des cas de morts et des incapacités permanentes) : J		Aantal dagen met volledige tijdelijke ongeschiktheid (met uitsluiting van de dodelijke ongevallen met blijvende ongeschiktheid) : J	72 101	7 159	83 304	5 384	155 405	12 543
Nombre de jours conventionnels de chômage pour les cas de morts et d'incapacité permanente :	$J' = M + \frac{P}{100} \times 7.500$	Overeengekomen aantal verloren dagen wegens dodelijke ongevallen en ogevallen met blijvende ongeschiktheid :	26 400	3 000	206 100	11 850	232 500	14 850
TOTAL	J + J'	TOTAAL	98 501	10 159	289 404	17 234	387 905	27 393
Taux de gravité : T_g		Ernstvoet : T_g						
— sans J'	$\frac{J \times 10^3}{8n}$	— J' niet inbegrepen	**10,0**	**1,7**	**3,6**	**0,1**	**5,2**	**1,0**
rappel de 1974		id. voor 1974 : T_g	10,2	1,8	3,9	0,7	6,0	1,1
— avec J'	$\frac{(J + J') \times 10^3}{8n}$	— J' inbegrepen	**13,7**	**2,5**	**12,7**	**2,1**	**12,9**	**2,6**
rappel de 1974		id. voor 1974 : T_g	14,4	2,5	13,2	2,7	13,6	2,6
Nombre moyen de journées chômées par accident		Gemiddeld aantal verletdagen per ongeval						
— sans J'	$\frac{J}{A}$	— J' niet inbegrepen	**14,4**	**15,6**	**11,1**	**15,9**	**12,4**	**15,8**
rappel de 1974		id. voor 1974 : T_g	15,2	14,6	11,2	14,7	13,1	14,6
— avec J'	$\frac{J + J'}{A}$	— J' inbegrepen	**19,7**	**22,2**	**38,5**	**51,1**	**31,0**	**34,5**
rappel de 1974		id. voor 1974 : T_g	21,4	19,2	37,7	57,4	29,9	34,1

Pour la surface, l'écart entre les deux régions est encore plus important car le taux de fréquence, qui s'élève à 42 dans le Nord, atteint en moyenne presque le triple (111) dans le Sud.

Pour établir *le taux de gravité* des accidents, le tableau 2 donne d'abord le nombre de jours d'incapacité temporaire totale à l'exclusion des cas mortels et des incapacités permanentes (J), et ensuite le nombre conventionnel de jours de chômage attribués à ces dernières catégories d'accidents conformément aux prescriptions de l'arrêté royal du 29 avril 1958 (J').

Ce nombre résulte en fait de la formule :

$$J' = M + \frac{P}{100} \times 7.500$$

dans laquelle

M - est le nombre d'accidents mortels qui figure au tableau 1

P - est la somme des taux d'incapacité suivants, exprimés en % :

1. des incapacités permanentes définitivement consolidées 1975 résultant d'accidents survenus dans l'année ;
2. des prévisions d'incapacité permanente attribuées à des lésions résultant d'accidents survenus en 1975 mais dont la consolidation définitive n'était pas acquise en fin d'exercice ;
3. des différences entre les taux de consolidation définitive attribuées en 1975 à des victimes d'accidents survenus au cours d'exercices antérieurs, et les taux provisoires pris en considération pour le calcul des taux de gravité des exercices antérieures. (1)

Ces éléments permettent d'établir le *taux de gravité* des accidents, c'est-à-dire le nombre de journées d'incapacité rapporté au nombre d'heures de travail exprimé en milliers.

Ainsi : $$T_g = 1.000 \times \frac{J}{8\,n} \text{ ou } 1.000 \times \frac{J + J'}{8\,n}$$

suivant que l'on tient compte ou non du nombre de jours conventionnels de chômage attribués aux accidents ayant entraîné la mort ou une incapacité permanente.

Le premier de ces taux, qui exprime le nombre de journées perdues pour 1 000 heures de travail respectivement au fond et à la surface, montre que le

(1) Pour des raisons de simplification, cet élément du calcul n'a pas été pris en considération.

Voor de bovengrond is het verschil tussen deze twee streken nog groter, want de veelvuldigheidsvoet, die in het Noorden 42 bedraagt, ligt gemiddeld bijna driemaal hoger (111) in het Zuiden.

Om de *ernstvoet* van de ongevallen te bepalen, geeft tabel 2 eerst het aantal dagen met volledige tijdelijke ongeschiktheid, met uitsluiting van de dodelijke ongevallen en die met een blijvende ongeschiktheid (J) en daarna het overeengekomen aantal verloren dagen aan deze twee kategorieën van ongevallen toegekend overeenkomstig de bepalingen het koninklijk besluit van 29 april 1958 (J').

Feitelijk bekomt men dit aantal door de formule :

$$J' = M + \frac{P}{100} \times 7.500$$

waarin

M - het aantal dodelijke ongevallen vermeld in tabel 1 voorstelt en

P - de som is van de hierna vermelde ongeschiktheidspercentages :

1. de in 1975 definitief gekonsolideerde blijvende ongeschiktheid voortspruitende uit ongevallen die in de loop van het jaar gebeurd zijn ;
2. de voorziene blijvende ongeschiktheden toegekend voor letsels van ongevallen die in 1975 gebeurd, maar op het einde van het jaar nog niet definitief gekonsolideerd waren ;
3. de verschillen tussen de percentages van definitieve konsolidatie in 1975 toegekend aan slachtoffers van ongevallen van voorgaande jaren en de voorlopige percentages die voor de berekening van de ernstvoeten van de vorige jaren in aanmerking genomen zijn. (1)

Aan de hand van deze gegevens kan de *ernstvoet* van de ongevallen berekend worden, d.i. het aantal dagen door ongevallen verloren per duizend werkuren, zodat :

$$T_g = 1.000 \times \frac{J}{8\,n} \text{ of } 1.000 \times \frac{J + J'}{8\,n}$$

naargelang men al dan niet rekening houdt met het konventioneel aantal verloren dagen aan dodelijke ongevallen of aan ongevallen met een blijvende ongeschiktheid toegekend.

Het eerste cijfer, dat het aantal verloren dagen per 1 000 werkuren weergeeft, eensdeels voor de ondergrond en anderdeels voor de bovengrond, toont

(1) Eenvoudigheidshalve werd dit gedeelte van de berekening buiten beschouwing gelaten.

chômage provoqué par les accidents du travail est en 1975 plus de deux fois supérieur dans le Sud à celui du Nord, tant au fond qu'à la surface.

Par contre, le nombre moyen de journées chômées par accident en tenant compte des jours conventionnels, est de l'ordre de deux fois plus important dans le Nord que dans le Sud (38,5 dans le Nord contre 19,7 dans le Sud pour le fond — 51,1 dans le Nord contre 22,2 dans le Sud pour la surface).

L'évolution du taux de gravité global (avec J') accuse une amélioration dans le Sud (où il passe de 14,4 à 13,7) ; dans le Nord il passe de 13,2 à 12,7.

Le taux de risque — sans J' — (nombre moyen de journées chômées par accident) a légèrement diminué au fond dans les deux régions.

Si l'on tient compte des journées de chômage conventionnellement attribuées aux accidents mortels et aux incapacités permanentes, le tableau présente une amélioration sensible du taux de risque au fond dans le Sud (il passe de 21,4 en 1974 à 19,7 en 1975) ; dans le Nord ce taux a augmenté de 37,7 à 38,5.

Le taux de risque avec J', pour les accidents de la surface, s'est maintenu au même niveau pour le Sud et s'est amélioré pour le Nord.

13. — Procès-verbaux d'accidents dressés par l'Administration des Mines

Les enquêtes auxquelles ont donné lieu les accidents graves survenus dans les charbonnages en 1975 ont fait l'objet de 19 procès-verbaux dressés par les ingénieurs du Corps des Mines. Les suites en sont données au tableau n° 3.

L'écart éventuel entre le nombre de procès-verbaux et celui des accidents graves et mortels mentionnés au tableau 1 s'explique comme suit :

1) certains accidents font plusieurs victimes, mais ne font l'objet que d'un seul procès-verbal d'enquête, d'où l'écart entre le nombre de procès-verbaux et le nombre de victimes mentionnés au tableau n° 3 ;

2) dans certains cas, l'incapacité de la victime a été portée à 20 % ou davantage trop tardivement pour que l'ingénieur des mines puisse utilement procéder à une enquête technique sur les causes et circonstances de ces accidents. Inversément, des enquêtes sont faites parfois pour des accidents apparemment graves mais dont résultent finalement des incapacités permanentes partielles consolidées à moins de 20 % ;

aan dat in 1975 het aantal door arbeidsongevallen verloren dagen in het Zuiden meer dan tweemaal hoger ligt dan in het Noorden, zowel in de ondergrond als op de bovengrond.

Als men de overeengekomen verletdagen meerekent, ligt het gemiddeld aantal verloren dagen per ongeval daarentegen zowat tweemaal hoger in het Noorden dan in het Zuiden (38,5 in het Noorden en 19,7 in het Zuiden voor de ondergrond — 51,1 in het Noorden en 22,2 in het Zuiden voor de bovengrond).

Het verloop van de totale ernstvoet (met J') wijst op een verbetering in het Zuiden (waar hij daalt van 14,4 naar 13,7) en in het Noorden van 13,2 naar 12,7.

De risicovoet — zonder J' — (gemiddeld aantal verloren werkdagen per ongeval) is in beide streken gedaald voor de ondergrond.

Als men de overeengekomen verletdagen voor dodelijke ongevallen en blijvende werkongeschiktheid meerekent, vertoont de tabel een merkelijke verbetering van de risicovoet voor de ondergrond in het Zuiden (van 21,4 in 1974 naar 19,7 in 1975) ; in het Noorden is dat cijfer toegenomen (van 37,7 tot 38,5).

Voor de bovengrondse ongevallen is de risicovoet met J' in 1975 in het Zuiden op het zelfde peil gebleven en in het Noorden verbeterd.

13. — Processen-verbaal van ongevallen door de Administratie van het Mijnwezen opgesteld

In 1975 hebben de ingenieurs van het Mijnkorps 19 processen-verbaal van zware ongevallen in de mijnen opgesteld ; meer bijzonderheden daarover zijn te vinden in tabel 3.

Indien er een verschil tussen het aantal processen-verbaal en het in tabel 1 vermelde cijfer van de zware en dodelijke ongevallen is, is dat als volgt te verklaren :

1) sommige ongevallen maken verscheidene slachtoffers, maar geven slechts aanleiding tot één enkel proces-verbaal van onderzoek, zodat er een verschil is tussen het aantal processen-verbaal en het aantal slachtoffers dat in tabel 3 aangeduid is ;

2) voor sommige ongevallen wordt de ongeschiktheid van het slachtoffer te laat op 20 % of meer vastgesteld, zodat de rijksmijningenieur geen technisch onderzoek naar de oorzaken en de omstandigheden van die ongevallen meer kan instellen. Omgekeerd, wordt soms een onderzoek ingesteld voor ongevallen die zwaar lijken, maar die uiteindelijk slechts een blijvende ongeschiktheid van minder dan 20 % tot gevolg hebben ;

TABLEAU n° 3

Accidents graves survenus dans les mines en 1975

TABEL 3

Zware ongevallen in de mijnen in 1975

RUBRIQUES	Sud Zuiden	Nord Noorden	Royaume Het Rijk	RUBRIEKEN
Nombre de P.V. d'accidents :				Aantal processen-verbaal van ongevallen :
Fond	2	17	19	Ondergrond ....
Surface	—	—	—	Bovengrond ....
Total	**2**	**17**	**19**	**Totaal** ....
Nombre de victimes (voir tableau n° 1) :				Aantal slachtoffers (zie tabel 1) :
a) Tués ou blessés mortellement	—	9	9	a) Doden en dodelijk gekwetsten ....
b) Blessés grièvement ...	2	8	10	b) Zwaar gekwetsten ....
Total	**2**	**17**	**19**	**Totaal** ....
Conclusions de l'Administration des Mines :				Konklusies van de Administratie van het Mijnwezen :
1) Poursuites demandées	1	—	1	1) Vervolgingen gevraagd : ....
2) Poursuites laissées à l'appréciation du Procureur du Roi	—	2	2	2) Vervolgingen overgelaten aan de beoordeling van de Prokureur des Konings ....
3) Recommandations de sécurité faites au charbonnage	—	8	8	3) Aan de mijn gedane aanbevelingen betreffende de veiligheid ....
4) Classement demandé .	—	—	—	4) Klassering gevraagd ..
5) Enquêtes en cours.....	1	1	2	5) Nog lopende onderzoeken ....

3) les procès-verbaux de certaines enquêtes en cours à la date du 31 décembre ne sont pas encore enregistrés à cette date. En revanche, certains procès-verbaux enregistrés dans l'année peuvent se rapporter à des accidents de l'exercice précédent ;

4) certaines enquêtes sont faites pour des accidents mortels survenus dans les charbonnages fermés et qui dès lors ne sont plus repris dans la statistique, ou encore pour des accidents survenus à des personnes étrangères aux mines dans les dépendances des mines (par exemple sur les terrils...) ou encore pour des accidents dont seraient victimes dans l'enceinte des charbonnages des personnes au service d'entrepreneurs étrangers à la mine chargés de l'exécution de certains travaux.

14. — Rétrospective des accidents mortels

L'évolution du nombre de tués au fond et à la surface, en chiffres absolus et rapporté au million de

3) de processen-verbaal van sommige onderzoeken die op 31 december nog aan de gang zijn, zijn op die datum nog niet ingeschreven. Van de andere kant kunnen sommige processen-verbaal die in de loop van het jaar ingeschreven zijn betrekking hebben op ongevallen die het jaar te voren gebeurd zijn ;

4) sommige onderzoeken hebben betrekking op dodelijke ongevallen in gesloten kolenmijnen, die bijgevolg in de statistiek niet meer opgenomen worden, of op ongevallen waarvan personen die niet tot het mijnpersoneel behoren in de aanhorigheden van de mijnen (op steenbergen b.v.) het slachtoffer zijn of ook nog op ongevallen op het terrein van de mijn overkomen aan het personeel van aannemers die bepaalde werken uitvoeren.

14. — De dodelijke ongevallen tijdens de jongste jaren

Het aantal doden in de ondergrond en op de bovengrond tijdens de jongste 5 jaren, in volstrekte

postes au cours des 5 dernières années, avec rappel des données correspondantes pour 1950, 1960, 1965 et 1970 est figurée au tableau n° 4.

cijfers uitgedrukt en per miljoen diensten berekend, is in tabel 4 aangeduid, samen met de overeenkomstige cijfers van 1950, 1960, 1965 en 1970.

TABLEAU n° 4

Rétrospective des accidents mortels.

TABEL 4

De dodelijke ongevallen tijdens de jongste jaren.

Année Jaar	Nombre de tués Fond Aantal doden Ondergrond	Nombre de tués par million de postes Fond Aantal doden per miljoen diensten Ondergrond	Nombre de tués Surface Aantal doden Bovengrond	Nombre de tués par million de postes Surface Aantal doden per miljoen diensten Bovengrond	Nombre de tués Fond et surface Aantal doden Onder- en bovengrond	Nombre de tués par million de postes Fond et surface Aantal doden per miljoen diensten Onder- en bovengrond
1950	147	5,46	20	1,62	167	4,25
1960	68	4,28	4	0,59	72	3,18
1965	52	4,34	3	0,62	55	3,28
1970	19	3,70	2	0,77	21	2,72
1971	13	2,59	1	0,39	14	1,84
1972	20	4,20	3	1,30	23	3,20
1973	18	4,32	1	0,48	19	3,04
1974	6	1,67	—	—	6	1,18
1975	9	2,40	—	—	9	1,71

15. — Répartition des accidents graves suivant le siège et la nature des lésions

Depuis l'entrée en vigueur de l'arrêté royal du 29 avril 1958 relatif aux organes de sécurité, d'hygiène et d'embellissement des lieux de travail concernant les mines, minières et carrières souterraines, les chefs des services de sécurité et d'hygiène des charbonnages sont tenus de remplir, pour chaque accident, une « fiche d'accident » dont le contenu est défini à l'annexe 1 dudit arrêté, annexe à laquelle renvoie l'article 4.

L'arrêté ministériel en date du 19 décembre 1973, entré en vigueur le 1 janvier 1974, a modifié le contenu de la fiche d'accident dans les mines de houille afin de saisir un plus grand nombre de données relatives aux accidents, pour mieux en dégager les causes et à l'effet de prendre toutes mesures utiles pour en diminuer le nombre et la gravité. La codification a été fixée de manière à permettre l'exploitation des informations par des moyens mécanographiques et à faciliter l'élaboration des statistiques communes relatives aux victimes des accidents du fond par les Communautés européennes.

15. — Indeling van de zware ongevallen naar de plaats en de aard van het letsel

Sedert het koninklijk besluit van 29 april 1958 betreffende de organen voor veiligheid, gezondheid en verfraaiing der werkplaatsen in de mijnen, graverijen en ondergrondse groeven in werking getreden is, moeten de hoofden van de diensten voor veiligheid en gezondheid van de kolenmijnen voor ieder ongeval een ongevalskaart invullen, waarvan de inhoud bepaald is in bijlage 1 van dat besluit, een bijlage waar in artikel 4 naar verwezen wordt.

Het ministerieel besluit van 19 december 1973, dat op 1 januari 1974 in werking getreden is, heeft de inhoud en de vorm van de ongevallensteekkaart gewijzigd ten einde een groter aantal gegevens over de ongevallen in te winnen, om de oorzaken ervan beter te achterhalen en de nodige maatregelen te nemen om het aantal ongevallen en de zwaarte ervan te doen afnemen. Deze wijziging werd derwijze doorgevoerd dat de gegevens met mechanografische middelen kunnen verwerkt worden en dat het opmaken van de gemeenschappelijke statistieken van de door ondergrondse ongevallen getroffenen door de Europese Gemeenschappen erdoor vergemakkelijkt wordt.

Par accident grave, l'Organe permanent entend l'accident qui a entraîné soit la mort endéans les 56 jours de sa survenance, soit une incapacité de travail *au fond* de plus de 56 jours.

Les résultats de ce travail sont consignés dans le tableau n° 4 bis.

L'examen de ce tableau montre que les accidents aux mains totalisent le tiers des accidents graves du fond (35 %), les accidents aux jambes le quart (26 %) et aux pieds plus d'un dixième (12 %), soit ensemble plus des sept dixièmes (73 %).

Ce sont les accidents affectant la tête, le cou et le tronc qui entraînent le plus de décès.

Quant à la nature des lésions, il convient d'abord d'observer que certaines d'entre elles (asphyxie, submersion, empoisonnement) affectent, de par leur nature même, l'ensemble du corps, tandis que d'autres ne peuvent affecter que certains « sièges » (par exemple, la perte d'un membre ne peut affecter que les membres). C'est pourquoi dans certaines colonnes, un certain nombre de lignes ont été condamnées.

Ceci étant précisé, on constatera que les fractures totalisent la moitié des accidents graves recensés (50,2 %) et la presque moitié (49 %) des accidents mortels tandis que les contusions, écorchures et plaies en groupent encore près des quatre dixièmes (37,5 %). Ainsi ces deux « natures de lésion » rassemblent près des neuf dixièmes des accidents graves (88 %) et 71 % des accidents mortels. On relève également 2 accidents mortels provoqués par lésions internes et un mort par lésions non précisées.

Onder zwaar ongeval verstaat het Permanent Orgaan een ongeval dat ofwel de dood van het slachtoffer binnen 56 dagen nadat het gebeurd is, ofwel een arbeidsongeschiktheid *voor de ondergrond* van meer dan 56 dagen veroorzaakt heeft.

De uitslagen van dat werk zijn in tabel 4 bis opgenomen.

Uit deze tabel blijkt dat een derde van de zware ongevallen in de ondergrond aan de handen gebeuren (35 %), een vierde aan de benen (26 %) en meer dan een tiende aan de voeten (12 %), d.i. samen meer dan zeven tiende (73 %).

De meeste sterfgevallen worden veroorzaakt door ongevallen aan het hoofd, de hals en de romp.

Wat de aard van de letsels betreft, dient vooreerst te worden opgemerkt dat sommige letsels (verstikking, verdrinking, vergiftiging) uiteraard op heel het lichaam betrekking hebben, terwijl andere alleen op bepaalde plaatsen kunnen slaan (zo kan het verlies van een lidmaat alleen op de ledematen slaan). Daarom zijn sommige regels in sommige kolommen weggelaten.

Na deze verduidelijking ziet men dat de breuken de helft van de getelde, zware ongevallen (50,2 %) en bijna de helft (43 %) van de dodelijke ongevallen uitmaken en de kneuzingen, schaafwonden en andere wonden nog bijna vier tiende (37,5 %). Deze twee « soorten letsels » maken samen dus bijna negen tiende van de zware ongevallen (88 %) en 71 % van de dodelijke ongevallen uit. Twee sterfgevallen zijn te wijten aan inwendige letsels en één aan niet nader bepaalde letsels.

2. — MINES METALLIQUES, MINIERES ET CARRIERES SOUTERRAINES

Le recensement et la classification des accidents survenus dans les mines métalliques, les minières et carrières souterraines est fait par l'Administration des Mines sur les mêmes bases que pour les mines de houille. Les données du tableau 5 relatives à l'année 1975, concernent les carrières souterraines selon la définition (ardoisières, terres plastiques, marbre, tuffeau, etc.) et l'unique mine de fer du pays.

Ces établissements n'ont occupé ensemble en 1975 que 171 ouvriers, dont 89 au fond et 82 à la surface. On observe une diminution des effectifs de près de 15 % par rapport à l'année précédente.

Le nombre total d'accidents chômants a été de 30 contre 55 en 1974. Dans ces entreprises on n'a pas enregistré en 1975 d'accident ayant entraîné une incapacité permanente ou accident mortel.

2. — METAALMIJNEN, ONDERGRONDSE GROEVEN EN GRAVERIJEN

De telling en de indeling van de ongevallen in de metaalmijnen en in de ondergrondse groeven en graverijen worden door de Administratie van het Mijnwezen op dezelfde manier verricht als die van de ongevallen in de kolenmijnen. De in tabel 5 vervatte gegevens over het jaar 1975 betreffen de ondergrondse graverijen volgens de definitie (leisteengroeven, plastische aarde, marmer, tufsteen, enz.) en de enige in het land bestaande ijzermijn.

Al deze inrichtingen samen hebben in 1975 slechts 171 arbeiders tewerkgesteld, 89 in de ondergrond en 82 op de bovengrond. Tegenover 1974 is het aantal tewerkgestelde arbeiders met bijna 15 % verminderd.

Er waren 30 ongevallen met arbeidsverzuim, tegenover 55 in 1974. In die ondernemingen werd in 1975 geen enkel ongeval met blijvende arbeidsongeschiktheid en geen enkel dodelijk ongeval opgetekend.

... des accidents du fond selon le siège, la nature, la durée d'incapacité.

TABEL 4 bis — Indeling van de ongevallen ondergronds naar de plaats en de aard van het letsel en de duur van de arbeidsongeschiktheid.

LE ROYAUME — HET RIJK

Chiffres absolus — Absolute cijfers Nombre d'heures — Aantal uren 28 784 496

		Tête cou / Hoofd hals	Yeux / Ogen	Tronc / Romp	Membres infér. / Ledematen onderste	Membres supér. / Ledematen bovenste	Mains / Handen	Pieds / Voeten	Sièges multiples / Versch. plaatsen	Non précisé / Niet omschreven	Total / Totaal		
Amputations et énucléations	> 56	—	—	—	2	1	9	2	—	—	14	> 56	Amputaties en enucleaties
	tué	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	dood	
	tot.	—	—	—	2	1	9	2	—	—	14	tot.	
Fractures	> 56	5	—	8	38	18	52	25	5	—	151	> 56	Breuken
	tué	3	—	—	—	—	—	—	—	—	3	dood	
	tot.	8	—	8	38	18	52	25	5	—	154	tot.	
Luxations, entorses, foulures	> 56	—	—	1	5	—	1	—	—	—	7	> 56	Ontwrichtingen, verstuikingen, spierverrekkingen
	tué	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	dood	
	tot.	—	—	1	5	—	1	—	—	—	7	tot.	
Commotions et lésions internes	> 56	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	> 56	Hersenschudding, inwendige letsels
	tué	—	—	2	—	—	—	—	—	—	2	dood	
	tot.	—	—	2	—	—	—	—	—	—	2	tot.	
Plaies, contusions, attritions musculaires	> 56	5	7	6	28	14	41	10	2	—	113	> 56	Wonden, kneuzingen, spierbeschadiging
	tué	2	—	1	—	—	—	—	—	—	3	dood	
	tot.	7	7	7	28	14	41	10	2	—	116	tot.	
Brûlures, effets nocifs de l'électricité, radiations	> 56	—	—	—	—	—	1	—	—	—	1	> 56	Brandwonden, schadelijke gevolgen van elektrische stroom, straling
	tué	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	dood	
	tot.	—	—	—	—	—	1	—	—	—	1	tot.	
Intoxications, asphyxies	> 56	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	> 56	Vergiftigingen, verstikkingen
	tué	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	dood	
	tot.	—	—	—	—	—	—	—	—	—	—	tot.	
Lésions multiples ou non précisées	> 56	—	1	—	4	—	1	—	—	—	6	> 56	Meervoudige of onbepaalde letsels
	tué	—	—	1	—	—	—	—	—	—	1	dood	
	tot.	—	1	1	4	—	1	—	—	—	7	tot.	
Total	> 56	10	8	15	77	33	105	37	7	—	292	> 56	Totaal
	tué	5	—	4	—	—	—	—	—	—	9	dood	
	tot.	15	8	19	77	33	105	37	7	—	301	tot.	

TABLEAU n° 5

Accidents survenus dans les mines métalliques, les minières souterraines et les carrières souterraines.

1975

TABEL 5

In de metaalmijnen, ondergrondse groeven en graverijen gebeurde ongevallen.

A. FOND / CAUSES TECHNIQUES	Nombre de victimes ayant subi une incapacité temporaire totale / Aantal slachtoffers met tijdelijke volledige arbeidsongeschiktheid: 1 à 3 jours / 1 tot 3 dagen	4 à 20 jours / 4 tot 20 dagen	21 à 56 jours / 21 tot 56 dagen	> 56 jours / > 56 dagen	Nombre total de victimes / Totaal aantal slachtoffers	permanente / blijvende arbeidsongeschiktheid: < 20 %	≥ 20 %	Tués / Doden	A. ONDERGROND / TECHNISCHE OORZAKEN
I. Eboulements et chutes de pierres	—	2	1	1	4	—	—	—	I. Instortingen en vallen van stenen
II. Moyens de transport	—	1	—	—	1	—	—	—	II. Vervoermiddelen
III. Chute et mouvement de la victime	1	1	—	—	2	—	—	—	III. Vallen en bewegen van het slachtoffer
IV. Maniement ou emploi de machines, outils, mécanismes et soutènements	2	1	—	—	3	—	—	—	IV. Hanteren of gebruiken van machines, gereedschap, tuigen en ondersteuningsmiddelen
V. Chute d'objets et manipulations diverses	2	3	—	—	5	—	—	—	V. Vallen van voorwerpen en allerhande manipulaties
VI. Explosifs	—	—	—	—	—	—	—	—	VI. Springstoffen
VII. Inflammations et explosions	—	—	—	—	—	—	—	—	VII. Ontvlammingen en ontploffingen
VIII. Anoxies, asphyxies et intoxications par gaz naturel et autres	—	—	—	—	—	—	—	—	VIII. Zuurstoftekort, verstikking en vergiftiging door natuurlijke en andere gassen
IX. Feux et incendies	—	—	—	—	—	—	—	—	IX. Vuur en branden
X. Coups d'eau	—	—	—	—	—	—	—	—	X. Waterdoorbraken
XI. Electricité	—	—	—	—	—	—	—	—	XI. Elektriciteit
XII. Autres causes	—	1	—	—	1	—	—	—	XII. Andere oorzaken
Total pour le fond	5	9	1	1	16	—	—	—	Totaal voor de ondergrond

TABLEAU n° 5 (suite)

Accidents survenus dans les mines métalliques, les minières souterraines et les carrières souterraines.

1975

TABEL 5 (vervolg)

In de metaalmijnen, ondergrondse groeven en graverijen gebeurde ongevallen.

B. SURFACE / CAUSES TECHNIQUES	Nombre de victimes ayant subi une incapacité temporaire totale — Aantal slachtoffers met tijdelijke volledige arbeidsongeschiktheid: 1 à 3 jours / 1 tot 3 dagen	4 à 20 jours / 4 tot 20 dagen	21 à 56 jours / 21 tot 56 dagen	> 56 jours / > 56 dagen	Nombre total de victimes / Totaal aantal slachtoffers	permanente / blijvende arbeidsongeschiktheid: < 20 %	≥ 20 %	Tués / Doden	B. BOVENGROND / TECHNISCHE OORZAKEN
I. Eboulements et chutes de pierres	—	—	—	—	—	—	—	—	I. Instortingen en vallen van stenen
II. Transports	1	1	—	—	2	—	—	—	II. Vervoermiddelen
III. Maniement ou emploi d'outils, machines et mécanismes	1	1	—	—	2	—	—	—	III. Hanteren of gebruiken van gereedschap, machines en tuigen
IV. Chutes d'objets et manipulations	2	6	—	—	8	—	—	—	IV. Vallen van voorwerpen en manipulaties
V. Chute et mouvements de la victime	—	1	—	—	1	—	—	—	V. Vallen en bewegen van het slachtoffer
VI. Inflammations, explosions, asphyxies et intoxications	—	—	—	—	—	—	—	—	VI. Ontvlammingen, ontploffingen, verstikking en vergiftiging
VII. Feux et incendies	—	—	—	—	—	—	—	—	VII. Vuur en branden
VIII. Explosifs	—	—	—	—	—	—	—	—	VIII. Springstoffen
IX. Electricité	—	—	—	—	—	—	—	—	IX. Elektriciteit
X. Autres causes	1	—	—	—	1	—	—	—	X. Andere oorzaken
Total pour la surface	5	9	—	—	14	—	—	—	Totaal voor de bovengrond
Total fond + surface	10	18	1	1	30	—	—	—	Totaal onder- en bovengrond
C. ACCIDENTS SUR LE CHEMIN DU TRAVAIL	—	—	—	—	—	—	—	—	C. ONGEVALLEN OP DE WEG NAAR EN VAN HET WERK

Pour le fond, les chutes d'objets et manipulations ont entraîné le plus grand nombre d'accidents (5), viennent ensuite les éboulements et chutes de pierres (4), le maniement ou emploi de machines, outils, mécanismes et soutènements (3), la chute et le mouvement de la victime (2), les moyens de transport (1) et les autres causes (1).

Pour la surface, les chutes d'objets et manipulations comptent le plus d'accidents avec un nombre de 8. Il y a aussi 2 accidents pour les transports, 2 accidents pour le maniement et l'emploi d'outils, 1 accident pour la chute de la victime et 1 accident pour autres causes.

In de ondergrond waren de meeste ongevallen te wijten aan manipulaties en het vallen van voorwerpen (5), vervolgens aan instortingen en vallende stenen (4), aan het hanteren of gebruiken van machines, gereedschap, tuigen en ondersteuningsmiddelen (3), aan het vallen of bewegen van het slachtoffer (2), aan vervoermiddelen (1) en aan andere oorzaken (1).

Op de bovengrond waren de meeste ongevallen te wijten aan manipulaties en het vallen van voorwerpen (8). Verder waren 2 ongevallen te wijten aan het vervoer, 2 aan het hanteren en gebruiken van gereedschap, 1 aan het vallen van het slachtoffer en nog 1 aan andere oorzaken.

3. — MINIERES ET CARRIERES A CIEL OUVERT

Jusqu'à présent, seuls les accidents mortels survenus dans les minières et carrières à ciel ouvert font l'objet d'une statistique. Elle comporte les mêmes rubriques principales que celle des accidents survenus dans les mines, ainsi qu'il résulte du tableau n° 6 A.

Le nombre d'accidents mortels en 1975 y est de 8 alors qu'il était de 16 en 1974. Le nombre de morts par accidents de transport reste important, avec trois victimes sur huit. Il y a eu deux tués par emploi d'outils, machines et mécanismes et trois par manipulations et chutes d'objet.

3. — GROEVEN EN GRAVERIJEN IN DE OPEN LUCHT

Tot dusver wordt alleen de statistiek van de dodelijke ongevallen in de groeven en de graverijen in de open lucht opgemaakt. De hoofdrubrieken zijn dezelfde als voor de ongevallen in de mijnen, zoals uit tabel 6 A blijkt.

In 1975 waren er 8 dodelijke ongevallen, tegen 16 in 1974. Het vervoer blijft een groot aantal doden eisen (drie slachtoffers op 8). Verder zijn twee personen omgekomen bij het gebruik van werktuigen en machines en drie door manipulaties en het vallen van voorwerpen.

TABLEAU n° 6 A
Accidents mortels
dans les minières et carrières à ciel ouvert.

TABEL 6 A
Dodelijke ongevallen
in de graverijen en groeven in de open lucht.

1975

Catégories d'accidents	Royaume / Het Rijk — Nombre de tués / Aantal doden	Kategorieën van ongevallen
1. Eboulements, chutes de pierres ou de blocs	—	1. Instortingen, vallen van stenen en blokken
2. Transport	3	2. Vervoer
3. Emploi d'outils, machines et mécanismes	2	3. Gebruik van werktuigen, machines, enz.
4. Manipulations et chutes d'objets	3	4. Manipulaties, vallen van voorwerpen
5. Chute de la victime	—	5. Vallen van het slachtoffer
6. Asphyxies et intoxications	—	6. Verstikking en vergiftiging
7. Explosions, incendies, feux	—	7. Ontploffingen, brand, vuur
8. Emploi des explosifs	—	8. Gebruik van springstoffen
9. Electrocution	—	9. Elektrokutie
10. Divers	—	10. Allerlei
Total	**8**	**Totaal**

4. — USINES - INDUSTRIE SIDERURGIQUE

Dans les établissements surveillés par l'Administration des Mines autres que les mines, les minières et les carrières, avec leur dépendances, c'est-à-dire pour l'essentiel les usines sidérurgiques, avec leurs cokeries, mais aussi les cimenteries, les cokeries indépendantes et les fabriques d'agglomérés indépendantes, la statistique des accidents est longtemps restée limitée aux accidents mortels.

Ces dernières années une statistique plus détaillée des accidents de la sidérurgie a pu être établie, mais elle n'a toujours pas pu être étendue aux autres usines.

Le tableau n° 6 B concerne les accidents mortels survenus dans l'ensemble des usines sidérurgiques ou autres.

4. — FABRIEKEN - STAALNIJVERHEID

In de andere inrichtingen die onder het toezicht van de Administratie van het Mijnwezen staan — andere dan mijnen, groeven en graverijen en hun aanhorigheden — en dat zijn hoofdzakelijk de siderurgiebedrijven mét hun cokesfabrieken, maar ook de cementfabrieken en de zelfstandige cokes- en agglomeratenfabrieken, is de statistiek van de ongevallen jarenlang tot de dodelijke ongevallen beperkt gebleven.

De jongste jaren is men ertoe gekomen een uitvoeriger statistiek van de ongevallen in de staalindustrie op te maken, maar tot dusver heeft men die nog niet tot de andere fabrieken kunnen uitbreiden.

Tabel 6 B heeft betrekking op de dodelijke ongevallen in alle fabrieken samen, die van de staalindustrie en de andere.

TABLEAU n° 6 B

Accidents mortels survenus dans les usines surveillées par l'Administration des Mines en 1975

TABEL 6 B

Dodelijke ongevallen in de onder het toezicht van het Mijnwezen geplaatste fabrieken in 1975

CATEGORIES D'ACCIDENTS	N°	Nombre d'accidents mortels (1) Aantal dodelijke ongevallen (1) — par divisions minières per mijnafdeling: Hainaut Henegouwen	Liège Luik	Campine Kempen	ROYAUME HET RIJK	N°	KATEGORIEEN VAN ONGEVALLEN
cidents occasionnés directement par les opérations de fabrication	010	2	—	—	2	010	Rechtstreeks door de fabricageverrichtingen veroorzaakte ongevallen
ansport :	020					020	Vervoer :
— Horizontal par véhicules sur roues		2	—	—	2		— Horizontaal met voertuigen op wielen
— Sur plans inclinés ou vertical par véhicules guidés ou sur roues		—	—	—	—		— Op hellende vlakken of vertikaal met geleide voertuigen of met voertuigen op wielen
— Autres (ponts-roulants, grues, scrapers, convoyeurs, etc...)		5	1	—	6		— Ander (rolbruggen, kranen, scrapers, transportbanden, enz...)
aniement ou emploi d'outils, machines et mécanismes	030	—	—	—	—	030	Hanteren of gebruik van gereedschap, machines of tuigen
anipulations, chutes d'objets et éboulements	040	—	—	—	—	040	Manipulatie, vallen van voorwerpen en instortingen
ute de la victime	050	—	—	2	2	050	Vallen van het slachtoffer
phyxies et intoxications (sauf par umées d'incendie - voir 070)	060	1	—	—	1	060	Verstikking en vergifting (behalve door de rook van brand - zie 070)
plosions, incendies, feux	070	—	—	—	—	070	Ontploffingen, brand, vuur
ploi des explosifs	080	—	—	—	—	080	Gebruik van springstoffen
ctrocution	090	—	—	—	—	090	Elektrokutie
ers	100	—	—	—	—	100	Allerlei
TOTAL		10	1	2	13		TOTAAL

1) Décès endéans les 56 jours de la date de l'accident.

(1) Overleden binnen 56 dagen na de dag van het ongeval.

Ces accidents sont répartis d'une part, selon les causes, en dix catégories et d'autre part, géographiquement, par division minière. La division du Hainaut comprend la province du Hainaut et le Brabant wallon ; la division de Liège comprend les provinces de Namur, de Liège et de Luxembourg ; la division de Campine comprend les provinces des deux Flandres, d'Anvers et de Limbourg et le Brabant flamand.

Le nombre d'accidents mortels instruits par les ingénieurs des mines en 1975 dans ces établissements a été de 13.

Il a diminué de deux unités dans la division du Hainaut et a diminué de neuf unités dans la division de Liège. Il a augmenté de une unité en Campine.

L'analyse plus détaillée de la sécurité du travail dans l'industrie sidérurgique se fonde sur l'exploitation des rapports annuels des chefs de service de sécurité, d'hygiène et d'embellissement des lieux de travail des entreprises sidérurgiques.

Les tableaux statistiques dressés à partir de ces sources ne contiennent pas de données détaillées relatives aux accidents de travail de gravité moyenne.

Les rapports des services de sécurité des usines ont permis de dresser le tableau n° 7, qui donne le nombre total d'accidents chômants survenus dans l'industrie sidérurgique en 1975.

Les accidents sont classés suivant leurs causes matérielles, telles qu'elles sont énumérées à l'article 835 octies du Règlement général pour la Protection du Travail.

Comme les années précédentes, on constatera que les nombres les plus élevés se trouvent toujours sous les rubriques « divers » des trois dernières lignes du tableau qui totalisent encore 5324 accidents chômants sur un total de 9387, soit 56,7 % et même 23 % des accidents mortels, qui pourtant donnent lieu à une enquête approfondie. Sans doute la classification imposée était-elle peu adéquate. L'arrêté modificatif proposé par le Conseil supérieur de sécurité, d'hygiène et d'embellissement des lieux de travail n'est pas encore entré en vigueur en 1975.

Parmi les causes définies, les accidents provoqués par le maniement d'outils à main sont les plus nombreux (928) ; les poussières et les substances brûlantes ou très inflammables ont fait respectivement 819 et 456 victimes, les machines (496) et les appareils de levage (419), ces cinq causes groupant 77 % des accidents dont la cause a été déterminée.

Les relevés des années précédentes avaient déjà permis de dégager l'importance relative de ces causes.

Deze ongevallen worden ingedeeld, eensdeels naar de oorzaken, in tien kategorieën en anderdeels geografisch, per mijnafdeling. De afdeling Henegouwen omvat de provincie Henegouwen en Waals-Brabant ; de afdeling Luik omvat de provincies Namen, Luik en Luxemburg ; de afdeling Kempen omvat de provincies Oost- en West-Vlaanderen, Antwerpen en Limburg en Vlaams Brabant.

In 1975 hebben de mijningenieurs voor 13 dodelijke ongevallen in deze inrichtingen een onderzoek ingesteld.

In de afdeling Henegouwen is het cijfer afgenomen (— 2) ; in de afdeling Kempen is het met 1 gestegen en in Luik is het met 9 verminderd.

De uitvoerige ontleding van de arbeidsveiligheid in de staalindustrie steunt op de jaarverslagen van de hoofden van de diensten voor veiligheid, gezondheid en verfraaiing der werkplaatsen van de staalbedrijven.

De aan de hand van deze bronnen opgemaakte statistische tabellen bevatten geen gedetailleerde gegevens over de halfzware ongevallen.

De verslagen van de veiligheidsdiensten van de fabrieken hebben de gegevens voor tabel 7 verschaft, waarin het totaal aantal in 1975 in de staalindustrie gebeurde ongevallen met arbeidsverzuim aangeduid is.

De ongevallen worden naar hun materiële oorzaken ingedeeld, zoals deze in artikel 835 octies van het Algemeen reglement voor de arbeidsbescherming vermeld zijn.

Zoals de vorige jaren worden nog altijd de hoogste cijfers aangetroffen in de rubrieken « allerlei » van de laatste drie regels van de tabel, die samen nog 5324 ongevallen met arbeidsverzuim tellen op een totaal van 9387, d.i. 56,7 % en zelfs 23 % van de dodelijke ogevallen, waarvoor nochtans een grondig onderzoek ingesteld wordt. Wellicht was de opgelegde indeling niet goed gekozen. Het door de Hoge Raad voor veiligheid, gezondheid en verfraaiing der werkplaatsen voorgestelde besluit tot wijziging van die indeling is in 1975 nog niet in werking getreden.

Onder de bepaalde oorzaken heeft het hanteren van handgereedschap het grootste aantal ongevallen veroorzaakt (928) ; het stof en brandende of licht ontvlambare stoffen hebben respectievelijk 819 en 456 slachtoffers gemaakt, de machines 496 en de heftoestellen 419 ; deze vijf oorzaken hebben betrekking op 77 % van de ongevallen met een bepaalde oorzaak.

In de tabellen van de vorige jaren was de betrekkelijke belangrijkheid van deze oorzaken al opgevallen.

TABLEAU n° 7. — *Accidents survenus en 1975 dans les établissements de l'industrie sidérurgique*

TABEL 7. — *In 1975 in de ijzer- en staalbedrijven gebeurde ongevallen*

CAUSES	Nombre de victimes / Aantal slachtoffers	Nombre de victimes ayant subi une incapacité — temporaire totale / Aantal slachtoffers met volledige tijdelijke ongeschiktheid	permanente / blijvende ongeschiktheid	Tués / Doden	OORZAKEN
— Machines	496	460	36	—	— Machines
— Machines motrices ou génératrices et pompes	59	56	3	—	— Aandrijfmachines, generatoren en pompen
— Ascenseurs et monte-charges	24	22	2	—	— Personen- en goederenliften
— Appareils de levage	419	371	42	6	— Heftoestellen
— Transporteurs-courroie, chaînes à godets etc...	110	100	10	—	— Transporteurs-banden, emmerladders, enz.
— Chaudières et autres récipients soumis à pression	31	31	—	—	— Stoomketels en andere vaten onder druk
— Véhicules	356	329	26	1	— Voertuigen
— Animaux	3	3	—	—	— Dieren
— Appareils de transmission d'énergie mécanique	68	62	5	1	— Transmissies van mechanische energie
— Appareillage électrique	101	100	1	—	— Elektrische apparatuur
— Outils à main	928	896	32	—	— Handgereedschap
— Substances chimiques	89	88	—	1	— Chemische stoffen
— Substances brûlantes ou très inflammables	456	437	18	1	— Brandende of licht ontvlambare stoffen
— Poussières	819	814	5	—	— Stof
— Radiations et substances radioactives	104	104	—	—	— Stralingen en radioactieve stoffen
— Surfaces de travail qui ne sont pas classées sous d'autres rubriques	1 921	1 789	129	3	— Niet onder een andere rubriek ingedeelde werkvlakken
— Agents matériels divers	2 050	1 968	82	—	— Verscheidene materiële agentia
— Agents non classés faute de données suffisantes	1 353	1 305	48	—	— Wegens onvoldoende gegevens niet ingedeelde agentia
Total	9 387	8 935	439	13	**Total**

Il faut cependant souligner que les deux premières des causes citées ci-dessus ne sont généralement pas à l'origine d'accidents graves. Les trois autres (substances brûlantes, machines, appareils de levage) ont été en 1975 à l'origine de 7 des 13 accidents mortels signalés. Par contre, sur 439 accidents ayant entraîné une incapacité permanente, 36 sont dus aux machines, 42 aux appareils de levage et 26 aux véhicules. La cause de plus de la moitié des accidents à incapacité permanente n'a pas été précisée (259 sur 439).

Les travaux effectués par le Comité de la Sidérurgie belge permettent de calculer les taux de fréquence et de gravité des accidents survenus dans les usines sidérurgiques. Les résultats sont consignés dans le tableau n° 8.

Toch dient aangestipt dat de twee eerstgenoemde oorzaken over 't algemeen geen zware ongevallen uitlokken. De drie andere oorzaken (brandende stoffen, machines, heftoestellen) hebben in 1975, 7 van de 13 dodelijke ongevallen veroorzaakt. Van de 439 ongevallen die een blijvende werkongeschiktheid veroorzaakt hebben, zijn er daarentegen 36 te wijten aan machines, 42 aan heftoestellen en 26 aan voertuigen. Van meer dan de helft van de ongevallen met een blijvende werkongeschiktheid is de oorzaak niet nader bepaald (259 op 439).

De werkzaamheden van het Comité van de Belgische Siderurgie leveren de nodige gegevens voor de berekening van de veelvuldigheidsvoet en de ernstvoet van de in de staalindustrie gebeurde ongevallen. De uitslagen staan in tabel 8.

TABLEAU n° 8

Taux de fréquence et de gravité des accidents survenus dans l'industrie sidérurgique belge en 1975 et nombre moyen de journées chômées par accident.

TABEL 8

Veelvuldigheidsvoet en ernstvoet van de in 1975 in de Belgische staalnijverheid gebeurde ongevallen en gemiddeld aantal verletdagen per ongeval.

		Usines sidérurgiques IJzer- en staalfabrieken	
		Salariés Werklieden	Employés Bedienden
Nombre d'inscrits au 31.12.75	Aantal ingeschreven op 31.12.75	54 497	10 784
Nombre total d'heures prestées N	Totaal aantal gewerkte arbeidsuren N	84 223 654	19 756 288
Nombre d'accidents mortels	Aantal dodelijke ongevallen	13	1
Nombre d'accidents chômants (y compris les cas de morts et d'incapacité permanente) : A	Aantal ongevallen met arbeidsverzuim (dodelijke ongevallen en ongevallen met blijvende ongeschiktheid inbegrepen) : A	8 173	155
Taux de fréquence : $T_f = \frac{A \times 10^6}{N}$	Veelvuldigheidsvoet	**97,0**	**7,9**
Rappel de 1974 : T_f	Idem voor 1974 : T_f	114,0	9,1
Nombre de jours d'incapacité temporaire totale (à l'exclusion des cas de mort et des incapacités permanentes) : J	Aantal dagen met volledige tijdelijke ongeschiktheid (met uitsluiting van dodelijke ongevallen en ongevallen met blijvende ongeschiktheid) : J	122 129	3 321
Nombre de jours conventionnels de chômage pour les cas de mort et d'incapacité permanente	Overeengekomen aantal verloren dagen wegens dodelijke ongevallen en ongevallen met blijvende ongeschiktheid		
$J' = (M + \frac{P}{100}) \times 7.500$		325 500	23 138
TOTAL	TOTAAL	447 629	26 459
Taux de gravité : T_g	Ernstvoet : T_g		
— sans J'	— J' niet inbegrepen	**1,5**	**0,2**
rappel de 1974	idem voor 1974	1,4	0,1
— avec J'	— J' inbegrepen	**5,3**	**1,3**
rappel de 1974	idem voor 1974	5,5	0,6
Nombre moyen de journées chômées par accident	Gemiddeld aantal verletdagen per ongeval		
— sans J'	— J' niet inbegrepen	**14,9**	**21,4**
rappel de 1974	idem voor 1974	13,6	14,6
— avec J'	— J' inbegrepen	**54,8**	**170,7**
rappel de 1974	idem voor 1974	48,1	75,5

Ce tableau reprend les usines sidérurgiques affiliées au Comité de la sidérurgie belge ; il concerne au total 54 497 salariés et 10 784 employés, sur un total de 58 477 salariés et 12 037 employés occu-

Deze tabel slaat op de staalbedrijven die bij het Comité van de Belgische Siderurgie aangesloten zijn ; deze ondernemingen stellen 54 497 arbeiders en 10 784 bedienden tewerk op een totaal van 58 477

pés dans les établissements de l'industrie sidérurgique belge surveillés par l'Administration des Mines en 1975.

Le taux de fréquence et le taux de gravité sont calculés de la même façon que pour les mines. Pour le calcul du taux de gravité, le nombre de jours effectifs ou conventionnels de chômage pour les cas de mort et d'incapacité permanente ou temporaire est établi de la même manière que pour les mines, minières et carrières souterraines (7 500 pour la mort ou l'incapacité permanente totale à 100 %).

Le tableau n° 8 montre que le taux de fréquence, c'est-à-dire le nombre d'accidents chômants par million d'heures d'exposition au risque, s'est amélioré en 1975, en passant de 114,0 à 97,0.

Le taux de gravité (1) calculé au tableau n° 8 est de 5,3 en 1975 et a diminué par rapport à l'année précédente (5,5 en 1974).

Enfin, ces éléments permettent d'établir le nombre moyen de journées chômées par accident du travail, appelé « taux de risque ». Si l'on tient compte des nombres de journées attribuées forfaitairement aux accidents mortels ou générateurs d'incapacités permanentes, on obtient 54,8 journées chômées par accident dans les usines sidérurgiques.

arbeiders en 12 037 bedienden in al de ondernemingen van de Belgische staalindustrie die in 1975 onder het toezicht van het Mijnwezen geplaatst waren.

De veelvuldigheidsvoet en de ernstvoet worden op dezelfde manier berekend als voor de mijnen. Bij de berekening van de ernstvoet wordt het aantal daadwerkelijk of konventioneel verloren dagen voor ieder dodelijk ongeval of voor ieder ongeval met blijvende of tijdelijke volledige ongeschiktheid op dezelfde wijze vastgesteld als voor de mijnen, de graverijen en de ondergrondse groeven (7 500 voor een dode of een volledige blijvende werkongeschiktheid van 100 %).

Uit tabel 8 blijkt dat de veelvuldigheidsvoet, d.i. het aantal ongevallen met arbeidsverzuim per miljoen uren blootstelling aan het risico, in 1975 gedaald is van 114,0 naar 97,0.

De ernstvoet (1), die in tabel 8 aangeduid is, beloopt 5,3 in 1975 (5,5 in 1974).

Aan de hand van deze cijfers kan ten slotte het gemiddeld aantal verletdagen per arbeidsongeval, soms « risicovoet » genoemd, berekend worden. Als men de dagen die aan de dodelijke ongevallen en aan die met blijvende ongeschiktheid worden toegekend meerekent, bekomt men 54,8 verletdagen per ongeval in de ijzer- en staalfabrieken.

5. — FABRIQUES D'EXPLOSIFS

Le tableau n° 9 concerne les accidents survenus en 1975 dans les fabriques d'explosifs, Il y a eu dans les

5. — SPRINGSTOFFABRIEKEN

Tabel 9 heeft betrekking op de ongevallen in de springstoffabrieken. In de 10 springstoffabrieken, de

TABLEAU n° 9
Accidents survenus en 1975
dans les fabriques d'explosifs.

TABEL 9
In 1975 in de springstoffabrieken
gebeurde ongevallen.

Fabriques d'explosifs	Sud Zuiden	Nord Noorden	Royaume Het Rijk	Springstoffabrieken
— Nombre de victimes :				— Aantal slachtoffers :
— ayant subi une incapacité temporaire totale	62	124	186	— met volledige tijdelijke ongeschiktheid
— permanente	—	—	—	— met blijvende ongeschiktheid
— Tués	—	—	—	— Doden
Total des victimes	62	124	186	Totaal aantal slachtoffers

(1) Nombre de journées chômées des suites d'accidents par 1 000 heures d'exposition au risque, y compris les journées chômées conventionnellement attribuées aux accidents mortels (7 500) ou aux accidents entraînant une incapacité permanente de travail (7 500 pour 100 % d'invalidité).

(1) Aantal dagen met arbeidsverzuim ingevolge ongevallen per 1 000 uren blootstelling aan het risico, met inbegrip van het konventioneel aantal verloren dagen wegens dodelijke ongevallen (7 500) of wegens ongevallen die een blijvende arbeidsongeschiktheid veroorzaakt hebben (7 500 voor 100 % invaliditeit).

10 fabriques d'explosifs, les 6 manufactures de pyrotechnie et les 7 dépôts de vente d'explosifs, qui occupaient en 1975, 2593 ouvriers et 185 employés, 186 accidents chômants contre 108 en 1974, soit une augmentation du nombre d'accidents de 72 %.

6 vuurwerkerijen en de 7 verkoopdepots van springstoffen, waar in 1975, 2 593 arbeiders en 185 bedienden tewerkgesteld waren, zijn 186 ongevallen met arbeidsverzuim gebeurd, tegenover 108 in 1974, wat neerkomt op een stijging met 72 %.

Sélection des fiches d'INIEX

INIEX publie régulièrement des fiches de documentation classées, relatives à l'industrie charbonnière et qui sont adressées notamment aux charbonnages belges. Une sélection de ces fiches paraît dans chaque livraison des Annales des Mines de Belgique.

Cette double parution répond à deux objectifs distincts :

a) *Constituer une documentation de fiches classées par objet,* à consulter uniquement lors d'une recherche déterminée. Il importe que les fiches proprement dites ne circulent pas ; elles risqueraient de s'égarer, de se souiller et de n'être plus disponibles en cas de besoin. Il convient de les conserver dans un meuble ad hoc et de ne pas les diffuser.

b) *Apporter régulièrement des informations groupées par objet,* donnant des vues sur toutes les nouveautés.

C'est à cet objectif que répond la sélection publiée dans chaque livraison.

A. GEOLOGIE — GISEMENTS PROSPECTION — SONDAGES

IND. **A 2521** Fiche n. **64.859**

C.W. BALL. Exploring Canada ' steeply pitching coal measures. *Prospection des gisements de charbon en dressant du Canada.* — **World Coal,** 1976, avril, p. 34/37, 4 fig., 1 tabl.

Dans l'ouest canadien, les couches de charbon sont largement distribuées et la plupart des gisements se présentent dans les 3 régions : plaines, avant-monts et Montagnes Rocheuses ; des gisements isolés se trouvent également dans la partie intérieure de la Colombie Britannique et du Yukon. Ces gisements se trouvent dans les formations jurassique, crétacique et tertiaire. La structure géologique a été affectée par le plissement des Laramides et les déformations sont de plus en plus intenses vers l'ouest, où la pente des couches varie de 50 à 60°. En grande partie, les bassins sont isolés et ont 50 km de longueur et 25 km de largeur. Méthodes de prospection : 1. photographie aérienne ; 2. emploi de bulldozer pour dénuder les affleurements ; 3. sondages et prises d'échantillons quand les 2 premières méthodes donnent des résultats encourageants. Les méthodes géophysiques sont peu employées, parfois la prospection électromagnétique à très basse fréquence. Les réserves de charbon de l'ouest canadien sont estimées à 118,7 milliards de t. Répartition des réserves : Saskatchewan, 10,1 % — Alberta, 39,8 % — Colombie Britannique, 50,1 %.

IND. **A 350** Fiche n. **64.795**

G. LANGE. La prospection et l'extraction des minerais uranifères en Europe. — **Industrie Minérale,** 1976, juin, p. 283/288, 1 fig., 3 tabl.

L'Europe occidentale constitue un gros consommateur d'uranium, sans disposer pour autant des réserves minières correspondantes. Elle sera obligée de couvrir ses besoins à partir des gisements d'outre-mer en participant à leur exploitation et/ou en achetant des concentrés d'uranium sur le marché mondial. La production et la fabrication des concentrés sont limitées à un petit nombre de pays (USA, Canada, Afrique du Sud, France, Nigéria, Gabon parmi les principaux). Deux tableaux donnent la production par pays

(50 % pour les USA) et les besoins en uranium du monde occidental jusque l'an 2000. Revue des gisements uranifères des pays européens.

Biblio. : 7 réf.

IND. **A 40** Fiche n. **64.857**

R.B. DUNN et A.M. CLARKE. Recent developments in coal exploration in Great Britain. *Grande-Bretagne : les progrès récents dans la prospection charbonnière.* — **World Coal,** 1976, avril, p. 29/31, 2 fig.

A partir de 1969, reprise importante de la prospection charbonnière en Grande-Bretagne. Organisation de la prospection en 4 phases. 1. Existence d'un gisement : un sondage et calcul de la surface minimum pour justifier une exploitation. 2. Vérification de l'extension du gisement par 3 ou 4 sondages aux limites de la zone. 3. Vérification des accidents géologiques du gisement pour déterminer les niveaux de productivité, par des sondages supplémentaires et recherches sismiques (grille de 0,75 à 1,5 mile). 4. Evaluation des conditions d'exploitation les plus économiques du gisement pour une période de 10 à 15 ans. Possibilités de trouver annuellement 20 millions de t pour les mines nouvelles et 22 millions pour l'extension des mines actuelles. Progrès réalisés dans les méthodes sismiques et de forage. Résultats à ce jour : Selby, 2 milliards de t — North East Notts, la phase 1 démarre — Wale of Witham, 200 millions de t — Wale of Belvoir, 900 millions de t— Oxfordshire, phase 1 seulement — Park, 100 millions de t.

Biblio. : 5 réf.

B. ACCES AU GISEMENT METHODES D'EXPLOITATION

IND. **B 31** Fiche n. **64.727**

X. Le prolongement de la ligne de Sceaux du R.E.R. entre Luxembourg et Châtelet. — **Chantiers de France,** 1976, mai, p. 1/16, 28 fig.

Les travaux en cours concernent principalement la partie de l'ouvrage entre le quai de Gesvres et la station Luxembourg (rive gauche de la Seine). Etude des caractéristiques des ouvrages, l'environnement géologique dans lequel ils se situent et les méthodes mises en œuvre. *Lot n° 1.* Ouvrage de ventilation Louis Marin : effectué à ciel ouvert. Réaménagement de la gare du Luxembourg (réalisé pendant les mois d'été 1974) : mezzanine, couloirs d'accès et la salle des billets sud. L'aménagement de l'ancien souterrain de garage : construction sous l'ancien souterrain d'un 2e tunnel par mise en œuvre, à la base des piedroits de l'ancien souterrain, d'une dalle en béton armé de 0,60 m d'épaisseur. Construction du tunnel de 8 m d'ouverture, à 2 voies jusque la rue des Ecoles : forme, nature du terrain, excavation, matériel utilisé. *Lot n° 2.* 870 m de tunnel sous la nappe phréatique avec charge d'eau dépassant parfois 20 m en différentes ouvertures, et construction de l'ouvrage de ventilation « Cité » : caractéristiques géologiques, traitement des sols, exécution des tunnels (10, 12,5 et 5,70 m d'ouverture), mécanisation en section courante, équipements particuliers.

IND. **B 412** Fiche n. **64.816**

R. DENIAU. Mise au point de nouvelles techniques d'exploitation dans le bassin ferrifère de l'est de la France. — **Bulletin Technique des Mines de Fer de France,** 1976, 1er trimestre, p. 5/27, 32 fig.

Les objectifs étaient de déterminer une nouvelle méthode d'exploitation permettant d'augmenter la productivité, avec une plus grande sécurité et de meilleures conditions de travail, et d'assurer une excellente récupération du minerai en place, sans le salir. Les essais de grandes chambres (360 m² au lieu de 120 m²) étant aléatoires, il fut décidé de passer à la méthode d'exploitation par taille avec piles de soutènement marchant. Les essais ont montré qu'il était possible que cette méthode assure une bonne sécurité et entraîne une productivité supérieure à la méthode classique par chambres et piliers. Ils ont permis de déterminer les caractéristiques de l'équipement prototype nécessaire pour une hauteur de couche de 3 à 3,2 m : piles de soutènement marchant, haveuse intégrale, convoyeur blindé. En annexe : mouvements de terrains et contrôle du toit — mesures de la vitesse du son et observations à l'endoscope dans la taille d'Aumetz, dans le but de mettre en évidence, dans le front d'abattage, une zone décomprimée et éventuellement une zone surcomprimée.

IND. **B 426** Fiche n. **64.781**

P.N. BLAKEYN, T.R. YU et Coll. Kidd Creek's innovative blasthole sublevel stoping. *La mine Kidd Creek utilise des trous de mines d'un nouveau type dans son exploitation par sous-niveaux abattus.* — **Mining Engineering,** 1976, juin, p. 25/31, 9 fig.

La mine souterraine de Kidd Creek exploite un gisement de cuivre, plomb, zinc et argent par abattage à l'explosif dans des chambres prises en sous-niveaux. Quelques renseignements géologiques sur le gisement et description de la méthode d'exploitation. Le minerai est abattu par une volée de longs trous de mines. Le forage, par marteaux à percussion, de trous

de 54 mm de diamètre a été remplacé par un forage otatif de trous de 200 mm de diamètre, avec emploi de l'explosif ANFO qui a remplacé la nitroglycérine. Description de la mise au point de ce forage à grand diamètre qui donne par tir 21.800 t de minerais et avec une bonne fragmentation.

IND. **B 72** Fiche n. **64.784**

S. FELLOWS. Tunnel profiling by photography. *Profil d'une galerie par photographie.* — **Tunnels and Tunnelling,** 1976, mai-juin, p. 70/73, 5 fig., 1 tabl.

Description d'une méthode employée pour la détermination précise d'un profil de galerie. Problèmes de la mise au point de l'éclairage. L'appareillage comprend : a) une cible lumineuse ; b) une caméra Wild P 32, grand angle 63°, travaillant à ouverture f 8 et utilisant un film de 400° ASA, équipé d'un flash ; c) un théodolite Wild T 2, avec contrôle par laser de la pente de la galerie, et surmonté de la caméra. Le théodolite et la cible (placée à une distance déterminée) sont placés dans l'axe de la galerie. Des photos sont prises tous les 1,50 m. Projection en laboratoire des négatifs dans le cadre d'un agrandisseur et comparaison avec un gabarit pour la détermination du profil. L'échelle de comparaison se calcule en tenant compte de la distance focale de l'objectif et de la distance de la caméra à la cible lumineuse.

C. ABATTAGE ET CHARGEMENT

IND. **C 4215** Fiche n. **64.798**

F. PECHALAT. Etude de l'abattage par les tambours de haveuse. — **Industrie Minérale. Mines,** 1976, n° 3, p. 87/115, 44 fig., 1 tabl.

Etude expérimentale des tambours, de diamètre de 1400 mm, à 2 hélices, de pas de 60 cm et d'angle égal à 9° à la pointe des pics, sur banc d'essai type lourd. Mesure de l'influence des différents paramètres : vitesse de rotation, vitesse d'avancement, influence de la profondeur de passe et du diamètre de la jupe. Tableau récapitulatif des principaux résultats. Le plus important est d'adapter l'une à l'autre la vitesse de rotation du tambour et la vitesse d'avancement de la machine, de façon à viser une profondeur de passe par pic, voisine de la largeur des redans. Il est souhaitable de choisir de préférence une vitesse de rotation relativement lente (40 tours/min), de façon à pouvoir atteindre une plus grande vitesse d'avancement. Prolongements possibles de cette recherche : étude des tambours de plus grand diamètre — essais sur banc d'un tambour équipé de pics plus gros, prenant en plus petit nombre des passes plus profondes — étude des productions de poussières respirables par différents types de tambour.

IND. **C 4231** Fiche n. **64.797**

BODU, JAGUSINSKI et Coll. Utilisation d'un Heliminer aux Mines de Potasse d'Alsace. — **Industrie Minérale. Mines,** 1976, n° 3, p. 73/86, 10 fig., 7 tabl.

La méthode conventionnelle du creusement des traçages (10 % de la production totale) ne permet pas des avancements assez rapides, d'où l'idée d'employer des engins du type Roto-Ripper, utilisés dans les mines de fer françaises. Essais avec la machine « Jeffrey 120 HR » capable de haver en continu toute la section de la voie par une seule passe. Description de la machine : à l'avant, une tête de havage équipée de 170 pics à pose et dépose rapides et table de chargement — au centre, moteurs, pompes et poste de commande — à l'arrière, une queue de convoyeur orientable pour le chargement des camions-navettes. Fonctionnement et caractéristiques principales du « Jeffrey ». Le chantier et son équipement. Organisation du chantier et la méthode de traçage. Résultats obtenus : d'octobre 1973 à novembre 1974 : le Jeffrey a été opérationnel pendant 629 postes sur 897 ; au début, les pannes étaient fréquentes mais, à partir de juin 1974, les arrêts pour pannes ont été ramenés de 51 % à 2 % des postes ouvrés et les pannes de durée inférieure à un poste sont tombées de 33 min à 17 min en moyenne par poste ; avancement moyen par poste actuellement : 11 m/jour. Améliorations possibles : nombre d'heures de travail au chantier, efficacité du déblocage, amélioration du temps de nettoyage des voies, du brochage du toit, etc... Décomposition du coût d'exploitation global. Comparaison avec une unité de traçage au tir.

IND. **C 44** Fiche n. **64.783**

R.J. ROBBINS. Mechanised tunnelling — Progress and expectations. *Creusement mécanisé des galeries — Progrès et perspectives.* — **Tunnels and Tunnelling,** 1976, mai-juin, p. 47/52, 10 fig.

Description des problèmes rencontrés pour la construction et la mise en route des machines de creusement des galeries ou tunnels. La mécanisation du creusement a toujours été confrontée avec les problèmes dus à la diversité des roches. Caractéristiques des machines de creusement pour roches tendres, moyennement dures et dures. Relations entre usure

des outils, caractéristiques abrasives des roches, vitesse de pénétration, poussée de la machine et coût par mètre de creusement. Problèmes du soutènement ; interaction entre creusement et soutènement, les différents types de soutènement. Influence du travail routinier sur la vitesse d'avancement. Problèmes restant à résoudre.

D. PRESSIONS ET MOUVEMENTS DE TERRAINS — SOUTENEMENT

IND. **D 221** Fiche n. **64.852**

J.P. PIGUET. La mécanique des terrains dans les couches puissantes des charbonnages. — **Charbonnages de France. Publications Techniques,** 1976, n° 2, p. 77/95, 14 fig.

Thèse soutenue le 7 décembre 1974 à l'Université de Nancy. Etudes concernant les couches de 3 m et plus ; méthode d'exploitation par soutirage intégral ; le charbon du front d'abattage est évacué par un convoyeur placé à front et le charbon soutiré par un 2e convoyeur blindé placé à l'arrière du soutènement qui est, en général, un soutènement marchant mécanisé muni d'une prolonge articulée à l'arrière des chapeaux de soutènement. Etude des voies : convergence, fluage, mouvements profonds, résultats, modèle de comportement, conséquences et influence de certains facteurs (redémarrage, puissance de la couche, position de la galerie par rapport au mur, les anciens travaux dans la même couche). Conséquences pratiques : comment réduire les déformations. Etude des tailles : mesures de convergence classiques, mesures effectuées sur le soutènement, mesures de déplacement horizontal — résultats fondamentaux. Contrôle de la couronne et influence de différents facteurs, conséquences pratiques. Nécessité de préciser différents aspects de l'étude.

IND. **D 53** Fiche n. **64.829**

M.R. LYONS et M. DELFINO. Tubes de remblayage pneumatiques et hydrauliques. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai. — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 142/146, 5 fig., 2 tabl.

Article faisant le point des essais en cours et des améliorations recherchées dans le domaine des tubes de remblayage aux Houillères de Lorraine : 1) Pour le remblayage pneumatique, quelques chiffres situeront les résultats obtenus avec les 2 types de tuyaux Brieden et Vallourec ; améliorations apportées aux déflecteurs de remblayage latéral ; recherche d'amélioration des tubes laminés Vallourec par trempe pour une *limite* élastique de Re = 110/120 kg/mm². 2) Pour le remblayage hydraulique, derniers résultats des tubes Pont-à-Mousson bi-métal.

IND. **D 54** Fiche n. **64.773**

R.H. SPRUTE et D.J. KELSH. Using slimes for backfill in deep mines. *Utilisation des schlamms pour le remblayage en mines souterraines.* — **Mining Congress Journal,** 1976, avril, p. 22/26, 9 fig.

Description de 5 essais in situ, de consolidation de remblais hydrauliques schlammeux, par électrocinétique. *Principe de la méthode.* Les petites particules solides en suspension dans l'eau sont chargées négativement, ce qui retarde considérablement la précipitation, tandis que l'eau avoisinante contient des ions dissous et par conséquent est chargée positivement. La méthode consiste alors à placer dans les schlamms 2 électrodes soumises à une différence de potentiel ; les particules solides, chargées négativement, se dirigent vers l'anode, tandis que l'eau se déplace vers la cathode ; il en résulte une séparation des phases solide et liquide. Les résultats montrent que les schlamms peuvent être utilisés comme remblais et en plus cette méthode de séparation permet d'éliminer les bassins de décantation à la surface.

Biblio. : 4 réf.

F. AERAGE — ECLAIRAGE HYGIENE DU FOND

IND. **F 133** Fiche n. **64.845**

E.R. WASTELL et S.J. ROBSON. Remote monitoring of underground booster fans. *Télécommande des ventilateurs auxiliaires souterrains.* — **The Mining Engineer,** 1976, mai, p. 463/472, 5 fig., 1 tabl.

La commande à distance des ventilateurs de surface est réalisée depuis 1950. Cet article traite de l'extension de la télécommande aux ventilateurs auxiliaires du fond et décrit l'installation du charbonnage de Fryston, qui est opérationnelle depuis novembre 1973. Enregistrement au jour de la pression des ventilateurs, de la température des moteurs, de la teneur en grisou, bouton d'arrêt d'urgence, etc... Discussion des conditions exigées par la réglementation sur l'aérage. Possibilité de contrôle de tous les ventilateurs d'un district, à partir d'un poste central unique.

IND. **F 21** Fiche n. **64.865**

C.M. McCULLOCH et W.P. DIAMOND. Inexpensive method helps predict methane content of coal beds. *Une méthode peu coûteuse permet de prédire la teneur en grisou des veines de charbon.* — **Coal Age,** 1976, juin, p. 102/106, 11 fig.

Mise au point d'une méthode précise, simple et peu coûteuse permettant de calculer la teneur en grisou des couches de charbon, avant exploitation, et de pouvoir ainsi déterminer s'il faut dégazéifier et de concevoir le système de ventilation. Le coût du matériel d'analyse est de moins de 100 $ et le temps pour conduire les essais est normalement inférieur à 1 mois. Rappel de la méthode directe qui consiste à mesurer, en laboratoire, l'émission de grisou d'un échantillon de charbon enfermé dans une enceinte jusqu'à désorption complète, et ensuite la teneur du grisou résiduelle après avoir broyé le charbon. Ces mesures de laboratoire ont été remplacées par des mesures in situ. Description de l'appareillage pour mesurer la teneur du gaz désorbé et mode opératoire. Détermination de la teneur résiduelle en grisou et du grisou total. Utilisation des graphiques.

Biblio. : 4 réf.

IND. **F 60** Fiche n. **64.853**

C. JEGER et C. FROGER. Conditions de naissance des combustions spontanées. Application à la prévention et à la surveillance. — **Charbonnages de France. Publications Techniques,** 1976, n° 2, p. 97/104, 13 fig.

Cette étude, effectuée à partir d'une enquête portant sur plus de 100 combustions spontanées survenues entre 1960 et 1972 dans les mines de charbon françaises, a eu pour objectif de connaître les conditions de gisement et d'exploitation favorisant ou provoquant la naissance des combustions spontanées. Elle a été accompagnée d'une étude au laboratoire destinée à éclairer le problème de la susceptibilité de certains charbons et à en rechercher une caractérisation simple. Une combustion spontanée nécessite la conjugaison de 6 facteurs, dont 2 sont des facteurs dynamiques à durée limitée. Examen de ces facteurs dans leur cadre général et local ; les résultats de cette étude ont permis de proposer ou de confirmer des méthodes et des recommandations susceptibles d'éviter des situations d'exploitations dangereuses et d'améliorer la prévention et la détection des combustions spontanées.

Biblio. : 5 réf.

H. ENERGIE

IND. **H 400** Fiche n. **64.760**

M. COUDRAY et J.P. PERRAIS. Sûreté et exportation de centrales nucléaires. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 123/132, 5 fig., 3 tabl.

Les questions de sûreté à l'exportation sont traitées essentiellement à travers l'expérience française d'exportation de centrales PWR. Les situations réglementaires varient considérablement d'un pays à l'autre. Cependant, on constate un large usage de la réglementation américaine et une tendance fréquente à durcir telle ou telle imposition dans les cahiers des charges. L'industrie doit être prête à satisfaire les clients ayant de telles exigences. Il existe aussi des cas où la duplication de centrales françaises est avant tout recherchée ; cela pose alors le problème de l'utilisation de la réglementation française à l'étranger. On analyse les inflexions qu'il serait souhaitable d'apporter aux procédures d'examen et à l'effort réglementaire français pour faciliter la promotion de leur emploi à l'étranger. Enfin, la sûreté peut être un facteur de succès des tentatives d'exportation ; on montre comment certaines surenchères peuvent être stériles, mais combien, par contre, une accélération de l'effort de Recherche et Développement, orienté vers les problèmes de sûreté spécifiques à l'exportation, est à promouvoir.

Résumé de la Revue.

IND. **H 400** Fiche n. **64.764**

B. CLEMENT et M. FEGER. Le déclassement des centrales nucléaires. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 163/168, 2 fig.

Après avoir constaté qu'il n'y avait pas de grandes difficultés techniques à faire en sorte que les centrales nucléaires définitivement arrêtées ne présentent pas de risques pour les personnes et l'environnement, les auteurs examinent différentes solutions envisageables dont la plus élaborée est évidemment le démantèlement total des installations. Ils font ensuite référence aux études et travaux effectués à l'étranger dans ce domaine et précisent comment le problème est abordé en France. Ils commentent notamment les travaux d'un groupe de travail constitué pour examiner et orienter les études effectuées à l'occasion de l'arrêt définitif de la première centrale graphite gaz de Chinon. Ces études ont montré que le démantèlement total d'une telle centrale, malgré ses 1050 tonnes de graphite et ses 53.000 tonnes de béton, était réalisable dès maintenant mais serait plus facile dans 30 ou 40 ans en raison de la décroissance de la radioac-

tivité de certains matériaux. En tout état de cause, un tel démantèlement ne s'impose nullement par des impératifs de sûreté. Electricité de France a donc décidé de mettre en « état sûr » les installations de Chinon 1 et de les aménager pour en permettre la visite par le public.

Résumé de la Revue.

IND. **H 401** Fiche n. **64.761**

J. STOLZ. Organisation de la qualité en exploitation dans les centrales nucléaires d'EdF. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 133/138, 3 fig.

La « qualité » est l'aptitude à remplir correctement une mission déterminée. Si, en matière de production, elle peut éventuellement se dégrader dans le temps, en matière de sûreté, elle doit au contraire être maintenue en permanence. L'organisation de la qualité en exploitation a pour objectif de garantir le niveau de qualité requis et de permettre d'en apporter la preuve à tout moment. Elle doit notamment contribuer à la réduction des erreurs opératoires. L'organisation de la qualité en exploitation regroupe un ensemble d'actions planifiées et systématiques, d'ordre technique et d'ordre gestionnaire, exercées au niveau de la centrale et au niveau du Département Sûreté nucléaire d'EdF, et basées sur des documents écrits et archivés. Cette organisation, mise en place dans les centrales nucléaires, crée des contraintes supplémentaires qui n'existent pas dans les autres centrales thermiques. Elle sera efficace grâce à la compréhension de sa nécessité par le personnel à tous les échelons.

Résumé de la Revue.

IND. **H 9** Fiche n. **64.758**

A. CHAPELLIER. La protection contre l'incendie dans les centrales nucléaires. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 109/116.

Il n'existe pas, à ce jour, dans la réglementation technique française de texte spécifique officiel, sous forme d'arrêté et de circulaire, concernant la protection contre l'incendie des centrales nucléaires. A la suite de divers sinistres survenus ces dernières années, on pourrait s'interroger sur les mesures appliquées en France dans les installations de ce genre en service, en construction ou en projet. Pour répondre à cette question, l'auteur après avoir précisé les problèmes incendie inhérents à la partie nucléaire de la centrale et défini les risques de feu présentés, montre comment ces données sont prises en compte dans un cas concret de procédure d'autorisation de création d'une installation nucléaire, et l'efficacité des mesures prises en fonction des enseignements tirés d'un incendie important survenu récemment à l'étranger. Il fait ensuite le point sur les documents techniques existants et sur l'élaboration d'une réglementation spécifique officielle en la matière.

Résumé de la Revue.

IND. **H 9** FFiche n. **64.759**

F. JUSTIN. La sûreté des réacteurs à neutrons rapides. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 117/122, 2 fig.

L'auteur apporte des réponses aux principales questions que le public se pose à propos des réacteurs à neutrons rapides en particulier : l'intérêt de cette filière, les produits dangereux que les réacteurs contiennent ; les barrières qui s'opposent à leur diffusion dans l'environnement ; les principales études en cours.

Résumé de la Revue.

IND. **H 9** Fiche n. **64.762**

J.F. SAGLIO. Implantation des centrales nucléaires et environnement. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 139/144.

Les centrales nucléaires créent des nuisances pour l'environnement. Les risques qu'elles créent sont différents plus par leur échelle que par leur nature. Il ne faut pas, en effet, oublier que les moyens traditionnels (centrales hydroélectriques, centrales thermiques à fuel ou à charbon), auxquels ces installations se substitueront, sont eux-mêmes source de pollutions et nuisances. Aussi, une étude d'impact sur l'environnement est nécessaire dans chaque cas d'implantation. Cette étude doit être complète. Elle doit être menée suffisamment à l'avance pour que chaque étape des décisions soit franchie en connaissance de cause.

Résumé de la Revue.

IND. **H 9** Fiche n. **64.763**

B. GIRAUD et P. CANDES. Les déchets radioactifs. — **Annales des Mines (France),** 1976, mars-avril, p. 145/162, 13 fig., 3 tabl.

Le problème des déchets radioactifs a une importance psychologique considérable et les solutions à mettre en œuvre doivent avoir un très haut degré de sécurité, pendant une très longue période. Après avoir précisé les notions de stockage et de barrière, et proposé une classification des déchets, les auteurs font l'inventaire des déchets produits par les différentes filières et décrivent les solutions envisagea-

bles, tant pour les stockages de déchets à haute activité (en fonction de leurs caractéristiques) que pour les déchets à moyenne et faible activités. Ils évoquent pour terminer les problèmes de déchets associés au démantèlement des installations nucléaires définitivement arrêtées.

Biblio. : 8 réf.

Résumé de la Revue.

I. PREPARATION ET AGGLOMERATION DES COMBUSTIBLES

IND. **I 10** Fiche n. **64.842**

J. MERLIN. Tenue à l'érosion de pales de broyeur à attrition. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai. — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 252/257, 8 fig.

Essais sur des pales (100 × 75 × 10 mm) montées sur le rotor vertical d'un broyeur à attrition (le broyage est effectué par le frottement des particules les unes contre les autres) tournant à une vitesse périphérique de 100 m/s. Les matériaux utilisés ont été classés en 6 classes : protection par couches minces, protection par couches épaisses, agglomérés, élastomères, fontes moulées et aciers. Conclusions : il semble qu'il faut une pièce ou un revêtement massif — une structure à grains fins avec des carbures durs — un alliage très dur (60 RC) — jusqu'à présent, les produits plastiques n'ont pas tenu.

IND. **I 13** Fiche n. **64.844**

J. DOURS. L'aspect du risque dans les essais d'usure appliqué aux broyeurs de cimenterie. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai. **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 289/291.

Rappel des très grands progrès réalisés au cours de ces quinze dernières années dans les matériels de l'industrie minérale et cimentière ; notamment, pour mettre au point les boulets et blindages devant résister à l'abrasion et aux chocs dans les grands broyeurs actuels. L'utilisateur des pièces d'usures est toujours attentif aux propositions qui sont susceptibles de réduire cette usure et peut se montrer bien disposé pour effectuer des essais. Il faut néanmoins que le risque lié à tout essai soit compatible avec les moyens de l'entreprise et surtout avec les résultats escomptés. Exemple concret chiffré. Les nouvelles améliorations et une meilleure connaissance dans le domaine de l'abrasion ne pourront se faire que par des équipes faisant preuve d'une très grande rigueur scientifique pour tenter d'obtenir des simulations acceptables.

IND. **I 37** Fiche n. **64.728**

U. ANDRES. Magnetohydrodynamic and magnetohydrostatic methods of mineral separation. *Méthodes magnétohydrodynamique et magnétohydrostatique de séparation des minerais.* — **Keter Publishing House Jerusalem Ltd.,** 1976, 224 p., 26 tabl., 82 fig., Prix : 27.50 $.

Etude théorique des procédés de séparation magnétohydrodynamique (M.H.D.) et magnétohydrostatique (M.H.S.) des minerais. Ceux-ci sont basés sur l'interaction entre les champs électriques et magnétiques et un électrolyte ou solution aqueuse de sels, créant ainsi des forces d'éjection d'origine électromagnétique et magnétostatique en plus des forces hydrostatiques. Ces forces sont exercées par le liquide sur les particules solides en suspension. Principe de construction des séparateurs M.H.D. et M.H.S. ; les composants techniques et structurels. Plus de 1200 essais réussis ont déjà été réalisés sur différents minéraux comme le charbon, fer, manganèse, or, etc... Le développement de cette nouvelle technologie de séparation est lié à la production commerciale de solénoïdes supraconducteurs pouvant créer des champs magnétiques à induction élevée (7 à 10 tesla), permettant ainsi l'utilisation d'électrolytes faibles, tels que l'eau de mine avec une consommation d'énergie électrique minime. Les procédés M.H.D. et M.H.S. sont très intéressants pour les applications en laboratoire minéralogique, car ils permettent la récupération des fractions monominérales de minerais sans recourir au bromoforme qui est un produit toxique et de coût élevé. Cette séparation est complètement automatique de sorte que le rôle du personnel du laboratoire est réduit à la simple observation. Un laboratoire effectuant 100.000 analyses par an, économise environ 50.000 $.

Biblio. : 95 réf.

J. AUTRES DEPENDANCES DE SURFACE

IND. **J 18** Fiche n. **64.774**

E.J. WASP. Progress with coal slurry pipelines. *Progrès avec le transport hydraulique du charbon.* — **Mining Congress Journal,** 1976, avril, p. 27/32, 5 fig.

Comparaison technico-économique du transport hydraulique du charbon et du transport du charbon par trains unitaires, par l'étude de l'acheminement du charbon (25 Mio.t/an) du bassin de Powder River dans le Wyoming vers l'Arkansas. La longueur du

pipeline serait de 1685 km, contre 2204 km de longueur de voies ferrées. Le charbon serait destiné à une centrale électrique dont la durée de vie est estimée à 20 ans. Les investissements prévus sont de 750 millions de $ pour le pipeline contre 730 millions de $ pour le transport par rails. La consommation d'acier serait de 450.000 t pour le pipeline contre 850.000 t pour le chemin de fer. La consommation d'énergie serait de 5,6 millions $ pour le pipeline contre 30 millions $ pour le rail. Tableau comparatif des frais de transport pour différents tonnages. La main-d'œuvre serait de 335 ouvriers pour le pipeline contre 2570 personnes pour le transport par chemin de fer. Autres avantages du pipeline sur le rail : sécurité des travailleurs, feu, bruit, poussières, pas de traitement chimique des régions traversées. Le problème de l'eau se pose pour le pipeline, mais pas pour le transport par rail.

Biblio. : 4 réf.

IND. **J 212** Fiche n. **64.779**

D.R. MANEVAL. Assessment of latest technology in coal refuse fire extinguishment. *Evaluation des dernières techniques d'extinction des feux de terrils de charbon.* — **Mining Congress Journal,** 1976, mai, p. 45/52, 7 fig.

Importance des feux de terrils aux USA. La principale cause serait le mode de culbutage qui détermine la forme du terril, sans compactage et permettant une circulation interne de l'air. Une combustion de terril peut démarrer de plusieurs façons : combustion spontanée, brûlage des détritus trop près du terril, etc... Les principaux facteurs influençant une combustion spontanée sont : la température, le pourcentage de charbon, la teneur en pyrite, l'humidité, le pourcentage de vide. Pour empêcher un feu de terril, il serait bon : d'enlever la végétation en avant du terril, de compacter les matériaux, d'adoucir les surfaces extérieures, d'empêcher le déversage de matériaux combustibles, de s'assurer que les cendres des chaudières sont éteintes avant de les culbuter au terril, d'interdire l'emploi de feux sur le terril, de remblayer toutes les excavations, d'inspecter régulièrement pour détecter les fumées, etc... Méthodes d'extinction et analyse : enlever le feu ou l'isoler par des tranchées — arroser le feu et la zone avoisinante — appliquer un revêtement de matériaux incombustibles — injecter des boues liquides de poussière de roche ou autres matériaux incombustibles dans des trous forés dans la zone de combustion — pulvérisation d'eau.

Biblio. : 8 réf.

IND. **J 312** Fiche n. **64.832**

A. ARCOUTEIL et J. MONNET. Conditions de mise en œuvre des tôles en aciers résistant à l'abrasion. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 159/164, 8 fig., 5 tabl.

Conditions de mise en œuvre des tôles d'acier de 4 nuances, type AFNOR, définies par leurs duretés respectives. Influence de l'oxy-coupage sur la dureté de la face de coupe. Le pliage à la presse et le choix des outillages. Le cintrage sur les machines à rouleaux. Le soudage. Il est nécessaire, pour la mise en œuvre de ces aciers résistant à l'abrasion, de tenir compte, au moment de la conception et lors de la construction, de quelques particularités les différenciant des aciers de construction d'usage courant.

IND. **J 312** Fiche n. **64.838**

J.J. RENAUD. Abrasion à chaud dans les chaînes d'agglomération de minerai de fer. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 210/212, 3 fig.

Présentation de deux cas typiques où le facteur température peut jouer un rôle prépondérant dans le phénomène d'abrasion ; certes, il n'est pas le seul. Analyse des divers paramètres qui peuvent influencer la durée de vie des pièces en question. 1er cas : Grille sous le brise-mottes. Les principaux facteurs responsables de la mauvaise tenue des brames de l'agglomération sont la forme des brames et la température. 2ème cas : Tôles perforées de crible à chaud. La température affecte notablement les caractéristiques mécaniques de l'acier 45S8 ; des tôles en Z 15 CNS 25-20 ont permis de doubler leur durée de vie.

M. COMBUSTION ET CHAUFFAGE

IND. **M 51** Fiche n. **64.769**

R. GIBRAT et P. VESSERON. Sidérurgie et environnement. — **Annales des Mines (France),** 1976, juin, p. 37/44, 5 fig.

Les auteurs passent d'abord en revue les problèmes posés par la prévention de la pollution de l'air et de l'eau dans les usines sidérurgiques et les solutions mises en œuvre qui sont principalement le dépoussiérage des fumées et l'utilisation de l'eau en circuit fermé. Ils traitent ensuite rapidement le problème des déchets solides et en particulier celui des résidus chargés en zinc qui doivent être éliminés. La dernière

partie est consacrée à l'action des pouvoirs publics qui définissent les teneurs maximales en impureté des effluents de la sidérurgie, après une large consultation de la profession, et en tenant compte des conséquences des décisions sur le plan économique.

Résumé de la Revue.

IND. **M 6** Fiche n. **64.840**

M. HILY et M. FRICAUD. Incinération des déchets urbains et industriels. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai. — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 219/228, 6 fig.

Etude de l'incinération thermique des déchets urbains et industriels. Les différents types de four : tunnels, rotatifs, à lits fluidisés. Intérêt de l'utilisation des aciers réfractaires qui ont été étudiés pour résister à des hautes températures à diverses sollicitations. Les principaux facteurs pris en considération sont : résistance à l'oxydation, au fluage, aux chocs thermiques, à l'abrasion. Description de l'ensemble d'incinération à four rotatif Venot-Pic, qui réalise les 2 opérations suivantes : a) séchage du produit et sa mise à température jusqu'à inflammation ; b) incinération pendant un temps donné, avec brassage simultané du produit. Deux versions possibles : co-courant (gaz et avancement du produit dans le même sens), contre-courant (gaz et avancement du produit à contre-sens). Avantages et inconvénients des deux versions. Pour éviter les problèmes de corrosion, plaques d'acier réfractaire à recouvrement en écailles et séparées de la virole extérieure par un isolant plastique. Consommation de fuel et rendement de l'incinérateur.

Q. ETUDES D'ENSEMBLE

IND. **Q 1132** Fiche n. **64.805**

X. Kellingley Colliery — a signpost to Selby. *Le charbonnage de Kellingley — un guide pour Selby.* — **Mine and Quarry,** 1976, mai, p. 45/54, 6 fig., 1 tabl.

Le charbonnage de Kellingley est situé dans le district du North-Yorkshire à 6 miles du site proposé pour la nouvelle mine de Selby. Les travaux de construction de cette mine ont débuté le 18 novembre 1957. Trois étages à des niveaux distants de 120 m environ. Le puits n° 2 est équipé de 2 skips de 18 t de capacité et a 2 stations de chargement aux niveaux n° 1 et n° 2 ; la capacité du puits est de 720 t/h. Réserves connues au 31 mars 1972, dans les 6 veines dont l'ouverture varie de 0,90 m à 1,40 m. Cinq tailles chassantes, en exploitation, utilisent toutes des haveuses Anderson Mavor. Quelques renseignements sur le soutènement, les convoyeurs à courroies et les moteurs utilisés dans les galeries. Le bosseyement est effectué par des haveuses à tambour, Anderson Mavor, réglable en hauteur. Le rabasnage se fait par 2 Dosco, 3 Hausherr et une Mindev 90. Renseignements sur la ventilation, exhaure, compresseurs, machines d'extraction, lavoir et entreposage des schistes. La mine occupe 1947 travailleurs pour une production journalière de 6400 t. La production annuelle de 1,5 million de t sera portée à 2 millions de t.

IND. **Q 117** Fiche n. **64.849**

C.J. DAVIES. Preparing and planning the South Wales coalfield for the 1980s. *Préparation et planification du bassin charbonnier de Galles du Sud.* — **The Mining Engineer,** 1976, juin, p. 523/530, 8 tabl.

Le rôle de l'industrie charbonnière. Planification pour 1980. Les marchés. Les réserves. Proposition pour réaliser les objectifs prévus (10 millions de t/an et 2130 kg de rendement général) : les principales reconstructions et concentrations de charbonnages. Programme d'investissements : 80 millions de £. Comment améliorer le rendement des tailles.

IND. **Q 121** Fiche n. **64.793**

W. TILMANN. Le lignite : une énergie primaire rentable pour longtemps. — **Industrie Minérale,** 1976, juin, p. 270/278, 1 tabl.

La plus grande partie de cette étude est consacrée à l'extraction et l'utilisation du lignite en Allemagne en 1975. L'évolution de cette industrie est étudiée bassin par bassin. La consommation a été réduite par l'effet de la crise, néanmoins, la part du lignite dans la production d'énergie primaire a continué à augmenter. La recherche et la préparation de nouvelles exploitations se sont poursuivies activement. Le cas des autres pays de la Communauté et dans le reste de l'Europe est examiné plus sommairement. Partout, on note la préparation de nouvelles exploitations et la construction de centrales chauffées au lignite ; grâce à son bas prix de revient là où l'on peut l'exploiter par grandes découvertes très mécanisées, le lignite se présente comme un combustible d'avenir.

Résumé de la Revue.

IND. **Q 132** Fiche n. **64.817**

G. MAISTRET. Monographie du Quartier J_1 de la mine de Bazailles, abattage par mineur continu. — **Bulletin Technique des Mines de Fer de France,** 1976, 1er trimestre, p. 29/40, 6 fig., 5 tabl.

Conditions géologiques : faisceau J_1 tracé dans un complexe dont la puissance est d'environ 4 m et se réduit vers l'est — composition (36 % Fe, 3 % CaO et 22 % SiO_2). Plan et structure du quartier : mailles de 21 × 40 m avec une largeur de galerie de 6 m, soit un taux de défruitement de 39 à 40 %. Services généraux du quartier : aérage, alimentation en électricité, eau, stockage ballast et matériel. Personnel d'abattage : 5 ouvriers/poste. Méthode d'exploitation : l'abattage s'effectue en opérant alternativement dans 3 galeries au cours du poste — galerie en cours de creusement, galerie prête à recevoir le mineur continu (toit boulonné et ventube posé), galerie en cours de boulonnage. Cycle du travail et technique du travail. Consommation : pics d'abattage, purgeage, soutènement, pose des ventubes. Evacuation du minerai. Travaux annexes. Entretien. Résultats. Perspectives.

S. SUJETS DIVERS TECHNIQUES ET SCIENTIFIQUES

IND. **S 3** Fiche n. **64.835**

P. TORTERAT. Quelques aspects de l'abrasion en milieu humide. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai. — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 192/200, 12 fig.

Etude sur le comportement des nuances pour tôles d'usure en présence d'abrasifs humides. Techniques expérimentales : 1. abrasion par moulage, c'est-à-dire sous forte pression ou par choc ; 2. abrasion par gougeage (pression moyenne) ; 3. abrasion par érosion. Les premiers essais faits avec des abrasifs naturels (sable, silex, etc...) n'ont pas conduit à des résultats reproductibles et cohérents ; actuellement, on opère avec du carbure de silicium grain 14 (essais à sec), alumine grain 14 pour essais humides et on expérimente des fines de FeMn. Les nuances expérimentées sont des aciers : 8 MCD 6, 28 CMND 6, Cr-Al-Ni et nuances témoins, soit acier doux courant, soit acier à dispersoïdes. Résultats et discussion de quelques-unes des courbes d'usure - temps les plus représentatives.

IND. **S 452** Fiche n. **64.834**

J.P. AUDOUARD, A. DESESTRET et Coll. Méthodes d'essais et études des phénomènes de corrosion-abrasion. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 179/191, 12 fig., 1 tabl.

Etude de l'action simultanée de l'abrasion et de la corrosion sur les aciers et alliages inoxydables en eau de mer et dans différents milieux de l'industrie chimique. Une première partie est consacrée à la description de la mise au point des méthodes expérimentales d'étude de ces phénomènes. En particulier, le comportement électrochimique d'un échantillon cylindrique inoxydable (Z 3 CN 18-10), en rotation, soumis à l'effet abrasif d'un sable de silice ou de carbure de silicium, est analysé en eau salée d'une part, en milieu sulfurique d'autre part. La 2e partie est consacrée à l'analyse des différents résultats obtenus sur plusieurs nuances inoxydables dans une eau salée à 30 g/litre de NaCl. Mise en évidence de l'effet dépassivant de l'abrasion par la mesure des courants de passivité. Les positions respectives des potentiels de piqûre avec et sans abrasion sont relevées par ailleurs. Dans une 3e partie, on rappelle les quelques résultats obtenus essentiellement en milieux phosphorique et sulfurique avec des aciers inoxydables très alliés. Certains d'entre eux à structure austénoferritique, durcissables par traitement de revenu, ont un comportement particulièrement satisfaisant dans ces milieux à la fois agressifs et abrasifs.

Biblio. : 10 réf.

IND. **S 5** Fiche n. **64.827**

J. DODD. Production, utilisation et développement des alliages résistant à l'abrasion. Tendance actuelle aux Etats-Unis. — **Colloque Abrasion,** Marseille, 1975, 5-7 mai. — **Industrie Minérale, n° spécial,** 1976, 15 mars, p. 117/136, 13 fig., 13 tabl.

Cette étude n'a pas la prétention de traiter de manière approfondie toute la gamme des matériaux résistant à l'abrasion. Son but est surtout d'illustrer les grandes tendances dues en partie à la recherche et au développement menés aux USA et au Canada et en partie aux besoins particuliers de l'industrie nord-américaine. Aciers moulés résistant à l'abrasion : aciers au manganèse, aciers perlitiques au chrome-molybdène, aciers moulés martensitiques. Aciers laminés résistant à l'abrasion : aciers à bas carbone résistant à l'abrasion, aciers à moyen carbone résistant à l'abrasion, aciers à haut carbone résistant à l'abrasion. Fontes blanches alliées : fontes martensitiques au nickel chromé, fontes à haut chrome. Pièces composites résistant à l'abrasion : pièces centrifugées, concaves de giratoires, roues de wagonnets de mines, etc... Corps broyants : en acier, en fonte. Prévisions.

Biblio. : 15 réf.

Bibliographie

LES PUBLICATIONS DE LA SOCIETE DE L'INDUSTRIE MINERALE

La Société de l'Industrie Minérale qui est, pour la France, l'association des ingénieurs des sociétés minières, des carrières, et des constructeurs de matériel de mine, a sensiblement modifié ses publications au cours des cinq dernières années pour les adapter à l'évolution de ces industries.

La revue de la Société qui porte maintenant le nom de « Industrie Minérale », se compose d'une série mensuelle et des deux séries complémentaires facultatives intitulées l'une « série Mine », l'autre « série Minéralurgie », auxquelles on peut s'abonner en plus de la série mensuelle.

La série mensuelle publie des mémoires et des informations.

Les mémoires, avec résumé en français et en anglais présentent des questions générales intéressant l'industrie extractive et les industries voisines. Environ une fois par an, un numéro est consacré à toute l'industrie minière d'un pays étranger.

Les informations sont de plusieurs sortes :

— les « nouvelles brèves » nous tiennent au courant des évènements marquants concernant les personnes ou les sociétés du monde de la mine et des industries minières ; elles sont communiquées par nos membres, ou prises dans les revues plus spécialisées et des périodiques étrangers. Elles annoncent les conférences et les congrès internationaux importants. Certaines constituent une rapide revue de presse technique.

— la chronique des constructeurs permet à ceux-ci de nous tenir brièvement au courant de l'arrivée sur le marché de matériels nouveaux et des améliorations techniques apportées aux matériels existants.

— les notes de documentation signalent ou analysent les nouveaux livres techniques intéressant nos lecteurs ; d'autres reproduisent une trentaine de fiches signalétiques sélectionnées parmi les quatre cents fiches que le service de documentation du CERCHAR établit chaque mois pour le compte du Groupement des Industries Extractives.

— enfin la revue publie, à charge de réciprocité, le sommaire de revues analogues, par exemple Glückauf (République Fédérale Allemande) ou les Annales des Mines (France, Ministère de l'Industrie et de la Recherche).

La série complémentaire « Mine », avec 5 numéros par an, a un double but : elle a repris en 1975 la rédaction et la publication, à raison d'un numéro par an, des synthèses intitulées « Document SIM » dont un premier groupe avait paru de 1958 à 1967. Chacun de ces documents est la mise au point complète d'un domaine de l'exploitation ; ce fut en 1975 les chargeurs-transporteurs, en 1976 l'aérage. Le second but de la série Mine est la diffusion de mémoires techniques très spécialisés, notamment choisis parmi les exposés présentés aux réunions techniques organisées par la section Mine de la Société.

La série complémentaire « Minéralurgie » joue le même rôle dans les domaines de la préparation des minerais et du charbon. Les nombreuses réunions techniques de la section Minéralurgie fournissent la matière à 4 numéros par an. Cette série a publié aussi un dictionnaire français de minéralurgie en 1972, un lexique trilingue de fragmentation (anglais, allemand, français) et une importante étude originale sur l'automatisation des laveries.

Nous rappelons, d'autre part, que la Revue publie aussi quelques numéros spéciaux concernant les congrès du groupe d'études de l'Abrasion, les cahiers du groupe français de Rhéologie, et des mémoires du groupe de Mécanique des Roches.

Enfin chaque membre de la Société reçoit tous les ans un annuaire qui présente de façon très complète, les organigrammes techniques des sociétés minières et extractives, et des fournisseurs de leurs matériels.

Ce sont le Comité d'orientation de la Revue et les Comités directeurs des deux sections spécialisées qui ont la charge de contrôler la composition de la Revue et de sélectionner les mémoires. Ils comprennent des représentants de toutes les branches de l'industrie minérale : charbonnages, mines de fer ou de minerais non ferreux, mines de potasse, Commissariat à l'Energie Atomique, cimenteries et constructeurs de matériel de mine.

DIE BERGWIRTSCHAFT DER ERDE.

L'économie minière de la terre, par le Prof. Dr. Dres. h.c. F. FRIEDENSBURG et le Prof. Dr. Ing. G. DORSTEWITZ, Clausthal — 7e édition 1976 remise à jour par G. Dorstewitz, environ 664 pages et 54 illustrations, 17 × 24 cm. Prix : DM 170. Ferdinand Enke Verlag, Stuttgart.

Sommaire : Introduction - Avant-propos - Pays et cartes - Répertoire des cartes - Symboles et signes - Généralités sur l'économie minière - L'économie des matières premières des pays et leurs bases (liste alphabétique de tous les pays miniers) - Statistiques mondiales de production - Cartes - Répertoire des noms et lieux.

Le problème d'un approvisionnement sûr en matières minérales devient de plus en plus pressant. C'est pourquoi il est nécessaire d'être bien renseigné sur les réserves et les données pour le monde entier. Ferdinand Friedensburg, l'économiste minier et homme politique bien connu, a répondu à ce désir dans « Bergwirtschaft der Erde », qu'il a publié pour la première fois en 1938 et dont six éditions ont paru. La septième édition a été complètement remaniée et mise à jour par Günter Dorstewitz, Professeur ordinaire émérite d'exploitation des mines et d'économie minière de l'Université Technique de Clausthal. Pour ce faire, il a pris en considération les importantes modifications apparues au cours de la dernière décennie dans l'économie des matières premières et de l'énergie des différents pays. Les mineurs, économistes miniers, politiciens, géographes et les voyageurs trouveront dans cet ouvrage des renseignements sur les gisements et l'économie des matières premières.

ANNALES DES MINES DE BELGIQUE — ANNALEN DER MIJNEN VAN BELGIE

Année 1976 — Jaar 1976

TABLE ALPHABETIQUE DES AUTEURS
ALFABETISCHE TAFEL VAN DE AUTEURS

Imprimerie Robert LOUIS, s.p.r.l., rue Borrens 35-43, 1050 Bruxelles
Drukkerij Robert LOUIS, p.v.b.a., Borrensstraat 35-43, 1050 Brussel